

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ
імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»

**Кравець В.Г., Терентьєв О.М.,
Білецький В.С., Смирнов В.О., Чала О.М.**

ТЕХНІКА І ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Навчальний посібник

*Рекомендовано Методичною радою КПІ ім. Ігоря Сікорського
як навчальний посібник для здобувачів ступеня бакалавра
за освітньою програмою «Геоінженерія»
спеціальності 184 «Гірництво»*

Київ
КПІ ім. Ігоря Сікорського
2019

Рецензент : Гайко Г.І., д-р техн. наук, проф.,
 КПП ім. Ігоря Сікорського

Електронне мережне навчальне видання

Кравець Віктор Георгійович, д-р техн. наук, проф.
Терентьєв Олег Маркович, д-р техн. наук, проф.
Білецький Володимир Стефанович, д-р техн. наук, проф.
Смирнов Валерій Олександрович, канд. техн. наук, доц.
Чала Ольга Миколаївна, канд. техн. наук.

ТЕХНІКА І ТЕХНОЛОГІЯ ПЕРЕРОБКИ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Навчальний посібник

Техніка і технологія переробки гірських порід: навч. посіб. [Електронний ресурс]: навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво»/ В.Г. Кравець, О.М. Терентьєв, В.С. Білецький, В.О. Смирнов, О.М. Чала; КПП ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані (1 файл: 29,9 Мбайт). – Київ: КПП ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 315с.

Книгу складено на основі новітніх технологічних і технічних розробок та практичного досвіду в області переробки корисних копалин з метою їх використання в різних галузях будівельної справи. В ній подається опис технологічних схем переробки і збагачення корисних копалин з приділенням особливої уваги різновидам продукції, розрахункові технологічних схем та вибору техніки дробарно-сортувальних заводів.

Викладено теоретичні основи і технологія процесів збагачення корисних копалин. Розглянуто основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики. Викладено методи контролю технологічного процесу і базисні положення охорони навколишнього середовища.

Навчальний посібник відповідає програмі навчальної дисципліни "Техніка і технологія переробки гірських порід", призначений для здобувачів ступеня бакалавра за спеціальністю 184 "Гірництво" та буде корисним фахівцям з гірничо-видобувних підприємств.

ЗМІСТ

Перелік скорочень і термінів	5
Передмова.....	6
РОЗДІЛ 1. РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД	7
1.1. Розвиток техніки і технологій переробки корисних копалин	7
1.2. Загальні поняття про збагачення корисних копалин.....	14
1.3. Технологічні показники збагачення	17
1.4. Міцнісні характеристики гірських порід	22
1.5. Схеми подрібнення.....	26
1.6. Сутність і основні параметри подрібнення.....	28
1.7. Машини для подрібнення	29
1.8 Закони подрібнення.....	41
Контрольні питання	44
РОЗДІЛ 2. МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	45
2.1. Класифікація корисних копалин, продуктів і процесів збагачення.....	45
2.2. Технологічні показники збагачення	48
2.3. Класифікація процесів збагачення і схеми переробки корисних копалин	50
2.4. Гідравлічна класифікація	53
2.5. Грохочіння	76
Контрольні питання	108
РОЗДІЛ 3. ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ПРОЦЕСИ	110
3.1. Характеристика збагачуваності корисної копалини	110
3.2. Збагачення у важких середовищах.....	112
3.3. Збагачення у струмені води на похилій площині	123
3.4. Промивка	138
3.5. Пневматичне збагачення.....	144
3.6. Флотація.....	148
3.7. Електричне збагачення	170

3.8. Магнітне збагачення	183
3.9. Перспективні спеціальні методи збагачення	200
3.10. Допоміжні процеси збагачення	216
Контрольні питання	266
РОЗДІЛ 4. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ПЕРЕРОБКИ БУДІВЕЛЬНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН	268
4.1. Види продукції дробарно-сортувальних заводів	268
4.2. Споживачі і вимоги до продукції ДСЗ	269
4.3. Вимоги до підприємств переробки гірських порід.....	271
4.4. Кубовидний щебінь.....	273
4.5. Використання кубовидного щебеню у будівництві доріг	275
4.6. Обґрунтування технологічної схеми ДСЗ.....	279
4.7. Готова продукція дробарно-сортувальних заводів.....	280
4.8. Розрахунок якісно-кількісної схеми заводу	285
4.9. Пластинчасті живильники	294
4.10. Стрічкові конвеєри - живильники	299
4.11. Особливості вибору технологічних схем дробарно - сортувальних заводів	303
4.12. Хвостосховища та склади готової продукції	312
Контрольні питання	312
Література	314

ПЕРЕЛІК СКОРОЧЕНЬ І ТЕРМІНІВ

БелДорНДІ	— Білоруський шляховий науково - дослідний інститут.
ВАТ	— відкрите акціонерне товариство.
ВНЗ	— вищий навчальний заклад.
в.о.	— відносна одиниця.
ВСН	— всесоюзные строительные нормы.
ВТК	- відділ технічного контролю
ВЩД	— вібраційні щоківі дробарки
ДГ	- дробарки з гладкими валками.
ДГЗ	- дробарки з зубчастими валками.
ДРК	- дробарки для крупного дроблення.
ДРС	- дробарки середнього і дрібного дроблення.
ДСЗ	-дробарно-сортувальний завод.
ім.	— імені.
КІД	- конусні інерційні дробарки.
ККД	- дробарки крупного дроблення.
КМД	- дробарки дрібного дроблення.
КСД	- дробарки середнього дроблення.
м.	— місто.
МВТУ.	— Московське вище технічне училище ім. Баумана
НДІ	— науково-дослідний інститут
ОНТП-18-95	— Отраслевые нормы проектирования (галузеві норми проектування).
САДЛ	— самохідні автоматизовані дробарні лінії.
СКБ	— спеціальне конструкторське бюро.
США	— Сполучені Штати Америки
ТЕО	— техніко-економічне обґрунтування.
ПП НВО	— приватне підприємство Науково-виробниче об'єднання
ЩМА	- щебінково - мастильні асфальтобетонні суміші
GB	— Great Britain
DE	— Deutschland engineering
SU	— Soviet Union

ПЕРЕДМОВА

Теорія і практика збагачення корисних копалин активно розвивається, розробляються принципово нові і вдосконалюються відомі процеси, машини і механізми, що ініціює закономірний процес оновлення підручників і посібників у цій галузі.

У даному посібнику розглянуто підготовчі, основні та допоміжні процеси, що застосовуються при збагаченні корисних копалин. Викладені сучасні теоретичні уявлення про процеси власне збагачення мінеральної сировини - гравітаційні, флотаційні, магнітні, електричні та спеціальні. Описані основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики, схеми збагачення корисних копалин, подана класифікація і склад збагачувальних фабрик. Викладені основні методи дослідження перероблюваної мінеральної сировини, контролю технологічного процесу і базисні положення охорони навколишнього середовища.

Виклад матеріалу ґрунтується на вітчизняному та закордонному досвіді в галузі збагачення корисних копалин, досягненнях наукових шкіл збагачення мінеральної сировини останніх років. Застосована сучасна вітчизняна терміносистема гірництва, опрацьована в ряді фундаментальних словникових та енциклопедичних праць початку ХХІ ст.

Навчальний посібник відповідає програмі навчальної дисципліни "Техніка і технологія переробки гірських порід", призначений для здобувачів ступеня бакалавра за спеціальністю 184 "Гірництво" та буде корисним фахівцям з гірничо-видобувних підприємств.

РОЗДІЛ 1. РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

1.1. Розвиток техніки і технологій переробки корисних копалин

Процеси переробки корисних копалин відомі людині декілька тисяч років. Ретроспективний аналіз гірництва дозволяє відзначити такі основні віхи його розвитку. 7 тис. р. до н.е. і раніше - добування нерудної сировини, 7-5 тис. до н.е. - початок видобутку кольорових металів - міді, золота, олова, стибію, IX-XVIII ст. до н.е. - початок видобутку руд заліза, антична доба і середні віки - початок розробки покладів вугілля та нафти, в XX ст. - радіоактивних мінералів. Якщо брати технології видобутку, то найдавніші - відкритим та шахтним способом, з I тис. до н.е. з'являється свердловинна гірнична технологія, а з 50-х рр. XX ст. - розробка родовищ на морському і океанічному дні. Що стосується механізації гірничих робіт, то перші машини та механізми з'являються тільки в античний час, у XVI-XVII ст. вони суттєво вдосконалюються, а в XVIII-XIX ст. обладнуються автономним приводом. З другої половини XX ст. починається період комплексної механізації, а в останні десятиліття - автоматизації гірничих робіт. В кінці XX ст. щорічно з надр Землі видобувалося близько 120 млрд т гірничої маси і близько 25 млрд т корисних копалин.

Отже, гірнича справа по-справжньому почала розвиватися в період рабовласницького ладу. В цей час у сферу видобування і переробки мінеральної сировини залучаються родовища мідних та олов'яних руд, свинцю, золота, срібла, стибію, а також асфальт та будівельні матеріали. З розвитком феодальних відносин відбулися значні позитивні зрушення в розвитку гірничої справи Європи, Закавказзя, Середньої Азії. Високого рівня гірнича справа досягла в середні віки в Центральній Європі (Чехія, Саксонія, Франція). Саме в цей час з'являється перший фундаментальний твір з гірництва - "Про гірничу справу і металургію" Георгія Агріколи (1494-1555, справжнє ім'я - Георг Бауер) в дванадцяти книгах, восьмий розділ якого присвячений збагаченню корисних копалин [1]. Це - перша енциклопедія гірничої справи і металургії, яка підвела підсумок всьому досвіду людства по видобуванню руди та плавці металів аж до XVI ст. Праця Агріколи протягом двох віків була основним посібником для всіх рудокопів.

На території України використання кременя, кварциту та інших корисних копалин починається в палеоліті (300-100 тис. років тому). Знаряддя й інші вироби з кременя виготовляли аж до епохи пізньої бронзи (кінець 2-го тис. до н. е.). В епоху мезоліту (9-6 тис. до н.е.) і неоліту (5-3 тис. до н.е.) нарівні з широким використанням кременевих знарядь застосовують сланець, що піддається обробці, лавові породи типу граніт-порфіру, андезиту, а також тверді породи каменю - різні сорти пісковика. З 6-5-го тис. до н.е. для виготовлення керамічного посуду широко використовується глина. Видобуток її набуває великих масштабів в кінці 5-го - початку 4-го тис. до

н.е. - з формуванням трипільської культури мідної доби на правобережжі Дніпра і в Західній Україні. Глина використовувалася також як будівельний матеріал для будинків. У часи трипільської культури розроблялися пластові родовища кременя у верхів'ях р. Дністер і на Волині. Археологічні реконструкції показали, що для виїмки пластових покладів кременя, що оголюються в ярах і балках, проводилися горизонтальні виробки, а для видобутку конкрецій - вертикальні виробки у вигляді котлованів або стовбурів шахтного типу. Тоді ж з'являються перші мідні знаряддя. Метал для виготовлення знарядь доставляли з гірничо-металургійних центрів Балкано-Карпат та Південно-Західного Причорномор'я. У пізній бронзі (середина 2-го тис. - початок 1-го тис. до н.е.) широко експлуатуються поверхневі виходи міді на території Донбасу. Залізо починає входити в побут з кінця 2-го тис. до н.е., однак масове виготовлення знарядь спостерігається з початку 1-го тис. до н.е. з формуванням тут культури древніх скіфів.

У період розквіту культури першої української держави - Київської Русі (X-XI ст.) - великого розвитку досягли ковальський, ливарний, ювелірний промисли і інші ремесла. Широко використовуються як залізні, так і сталеві вироби. Залізо отримували в сиродувних горнах, куди під час плавки за допомогою ручних міхів нагнітали непрогріте повітря. Руда - болотний і луговий залізняк, розробка якого велася поверхневим способом за допомогою лопат і кирок. Болотну руду, з вмістом Fe 18-40%, промивали, сушили, випалювали, подрібнювали і просівали. Паливом служило деревне вугілля. Застосовувалися технології вільного кування, ковальського зварювання, цементації, термічної обробки. Загальний прогрес у всіх сферах господарства і розвиток військової справи зумовили підвищений попит на металеві руди, сіль, земляні фарби, будівельний камінь і інші види мінеральної сировини.

Однак подальшому розвитку гірничої справи перешкодило монголо-татарське нашествя (XIII-XIV ст.). В XIV ст., особливо з його другої половини, в Україні-Русі відбувається відродження господарського комплексу (в т. ч. гірничо-металургійних ремесел) в складі Галицько-Волинського князівства (королівства), Великого князівства Литовського і подальший розвиток - в Речі Посполитій.

З XVI ст. в Дніпровському басейні починається видобуток бурого вугілля відкритим способом. З XVI ст. місцевому населенню відомі цілющі властивості мінеральних вод Карпат і Закарпаття. Перші соляні заводи в районі Тора (Слов'янська) побудовані в 1650 р. З XVIII ст. використовуються соляні джерела. На Донбасі в кінці XVII ст. місцеві жителі (на 63-70% - поселення запорожців) копали кам'яне вугілля і опалювали «горючим каменем» свої печі. При цьому була освоєна непроста система опалювання - відведення газу, прибирання шлаку і т. д. У XVII - на поч. XVIII ст. у Києво-Могилянській академії викладають елементи гірничої науки, мінералогії (Феофан Прокопович та ін.). У 1711 р. на Галичині почався колодязний видобуток нафти.

З утворенням у 1719 р. т. зв. "Берг-Колегії" повсюдно активізується пошук руд і мінералів. У 1721 р. керуючий Бахмутськими соляними промислами Н. Вепрейський і С. Чирков на місці кустарних розробок поблизу старообрядного скиту на р. Біленькій (нині с. Городище Перевальського р-ну Луганської області), а також в балці Скелеватій на березі р. Лугань беруть зразки кам'яного вугілля і відправляють їх «на пробу» в "Берг-Колегію". В 1723 р. в районі с. Городище розпочинається перша промислова розробка вугільного пласта. Прибула на місце робіт вугільна експедиція під керівництвом Я. Ніксона і Г. Капустіна констатує, що «тут можна добрий вугільний завод завести». Вугілля починають використовувати на місцевих соляних заводах і в кузнях.

І все ж початком індустріального Донбасу слід вважати розробку вугільних родовищ поблизу Лисичого Байраку під м. Лисичанськ (1790 р.) і будівництво Луганського гірничого (ливарного) заводу (1795-1807 рр.). Створення гірничо-металургійної бази в регіоні пов'язане з іменами талановитих гірничих інженерів М. Ф. Соймонова і К. Гаскойна.

У XVIII ст. у зв'язку зі спорудженням соляних заводів збільшилася потреба в металі. Залізняк був виявлений у районі р. Ведмедиця, де в 1742-43 рр. побудований завод для виплавки заліза. Залізняк був виявлений у 1742-1743 рр. вздовж Сіверського Дінця і його приток Кременної, Лугані, Біленької, однак дослідні плавки показали низьку якість металу. У 2-й половині XVIII ст. відкрито родовище залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні.

У 1778 р. почався видобуток солотвинської кам'яної солі. З кінця XVIII ст. на території сучасної Київської, Чернігівської і Полтавської областей розробляються родовища торфу. У кінці XVIII - на початку XIX ст. видобувають озокерит на Бориславському родовищі.

У XIX ст. починається швидке промислове освоєння України, що, в свою чергу, позитивно впливає на розвиток гірництва. З 1826 р. ведеться видобуток калійних солей у Передкарпатті, з 1836-го експлуатується Берегівське родовище свинцево-цинкових руд (м. Трускавець). У 50-і рр. XIX ст. почався промисловий видобуток і переробка нафти в Західній Україні (кустарно нафту добували з XII-XIII ст.). До 70-х рр. належить становлення газової промисловості. Перші газові заводи, побудовані в містах Київ, Харків, Одеса, у 1880-90 рр. виробляли з кам'яного вугілля штучний газ, що використовувався в основному для освітлення вулиць. У 1867 р. на Калушському соляному промислі почався видобуток калійних солей. У 1868 р. відновлено видобуток бурого вугілля в Дніпровському басейні, відомому ще з XVI ст. У 1879 р. відкрито промислове ртутне зруденіння на Донбасі. У 1881 р. почався промисловий видобуток залізних руд у районі Кривого Рогу, нафти на Бориславському родовищі. У 1883 р. виявлені марганцеві руди в Нікопольському басейні. З 1886 р. розробляються Микитівське ртутне і Нікопольське марганцеве родовища. У 1894-95 рр. почалася експлуатація Керченського залізорудного родовища. У XIX ст. ведеться активне освоєння родовищ мінеральних вод, сірчаних джерел в Західній Україні і лікувальних

грязей у Криму. З кінця XVIII - на початку XIX ст. удосконалюється техніка буріння, вводиться рейкова відкатка з кінною тягою, створюються врубові машини для видобутку вугілля (перша перевірена у 1875 р. на Донбасі). У 10-х рр. XX ст. у Передкарпатті відкриті газові родовища (Дашавське і ін.), промислова експлуатація почалася тільки в 1924 р. У ці ж роки на Сакських соляних промислах побудований завод з виробництва брому з ропи. На початку XX ст. Україна постачала основну кількість чавуну, що виплавлявся в царській Росії (53,1%). У 1913 р. в Росії було видобуто близько 29 млн т вугілля, з них 25 млн т - в Україні, на Донбасі.

В Києво-Могилянській академії вже в 1705-1709 рр. вивчалися основи наук про корисні копалини. У книзі ректора академії Феофана Прокоповича (1681-1736 рр.) "Про досконалі змішані неживі тіла - метали, камені та інші" розглядалися три проблеми щодо корисних копалин: "матерія і форма, діюча причина і місце їх виникнення". Чи не вперше було сказано про причини професійних захворювань гірників: "Більшість хвороб, з якими стикаються шахтарі й металурги, походять від сірки й ртуті". Докладно було розглянуто каміння і геми (дорогоцінне каміння). Причому опрацьована розгалужена їх класифікація. Виділялося каміння пористі і густі, прозорі й темні, геми і перли. Описано десятки найвідоміших мінералів, будівельних, дорогоцінних та напівдорогоцінних, специфічних: пемза, мармур, сапфір, гіацинт, сардій, гранат, смарагд, адамант, карбункул, рубін, аметист, опал, топаз, берил, кришталі, яшма та ін.

Суттєвий внесок у наукове узагальнення способів розробки корисних копалин вніс російський вчений М. В. Ломоносов, який ще юнаком в 1734 р. вчився в Києво-Могилянській академії. Головною працею В. М. Ломоносова в галузі гірничої справи є книга "Первые основания металлургии или рудных тел", видана в 1763 р. Зокрема в додатку "О слоях земных" висувається теза про рослинне походження вугілля викопного.

На кінець XVIII століття було накопичено достатній вітчизняний досвід розвідки і розробки вугілля викопного. Однак розміри його видобування у XVIII столітті були ще незначні, і лише під кінець століття в зв'язку з будівництвом Луганського чавуноливарного заводу воно зросло. На останньому, за деякими даними, працювала одна з перших в Україні гірничих шкіл. Але ж по-справжньому розвиток вугільної промисловості в Україні почався після скасування кріпацтва і на початку розвитку капіталізму під кінець XIX століття. В цей час почав активно розвиватися Криворізький рудний басейн, де будувалися рудні кар'єри та шахти.

Активний розвиток української гірничої науки починається з кінця XIX ст. У 1899 р. засновано Катеринославське вище гірниче училище (інститут з 1912 року, нині Національний гірничий університет України). Університет має повний цикл гірничо-геологічних спеціальностей, близько 600 викладачів, серед яких більше 100 докторів наук та професорів, 350 кандидатів наук, доцентів, 27 членів НАН України та галузевих академій (1999). За 100 років існування підготовлено більше 56 тис. фахівців. В академії навчається близько 9 тис. студентів.

У 1927 р. засновано Макиївський державний науково-дослідний інститут по безпеці робіт у гірничій промисловості (МакНДІ) - на базі Центральної Макиївської гірничорятувальної і науково-дослідної станції, заснованої у 1907 р. Український вуглехімічний інститут (УВХІН) - засновано 1930 року в Харкові. Український державний науково-дослідний та проектно-конструкторський інститут гірничої геології, геомеханіки та маркшейдерської справи НАН України веде свою історію від 1929 р. Український державний інститут мінеральних ресурсів (УкрДІМР) - засновано в 1959 р. Науково-дослідний інститут гірничої механіки ім. М.М. Федорова ("НДІГМ ім. М.М. Федорова") - засновано у 1934 році. УкрНДІвуглезбагачення засновано в кінці 1950-х років в Луганську.

В Україні протягом останнього сторіччя утворилося ряд наукових шкіл у галузі збагачення корисних копалин. Центрами розвитку цієї науки стали Дніпропетровськ (Національний гірничий університет), Кривий Ріг (Криворізький державний технічний університет), Донецьк (Донецький національний технічний університет), Луганськ (УкрНДІвуглезбагачення), Сімферополь (Інститут мінеральних ресурсів).

В країні працює понад 150 фабрик зі збагачення вугілля, залізних, марганцевих, рідкіснометалічних, золотовмісних та інших руд корисних копалин.

Займаючи площу в 0.4% від світової суші, Україна в кінці 80-х - на початку 90-х років ХХ ст. виробляла до 5% корисних копалин від загальносвітового видобутку. З розвідкою, видобутком, переробкою і використанням мінеральної сировини в тій або іншій мірі було зв'язано близько 48% виробничих фондів і 20% трудових ресурсів. Мінерально-сировинний комплекс (МСК) забезпечував 23-25% валового національного продукту.

На сьогодні інноваційним напрямком при створенні нового технологічного обладнання є використання коливальних процесів та явищ. Це дозволяє виконувати різноманітні технологічні операції зі значним економічним ефектом. Так, важка фізична праця шахтарів, робітників у копальнях частково полегшена введенням вібротолотів; віброударні механізми для формування поковки істотно спростили роботу ковалям тощо.

Інформацію про використання вібраційних машин вперше надруковано в журналі "The London Journal of Arts, Sciences and Manufactures, and Repertory of Patent Inventions // Conducted by Mr. W. Newton. – London, 1849. – Vol. XXXIV". А до перших патентних розробок слід віднести патент № 19538 (DE) "Neuerungen an Dreschmaschinen", німецького інженера М. Erppl [2]. Він у 1822 році запатентував використання коливального руху у молотарках. У 1893 р. інженер із Лондона, William W. отримав патент № 13866 (GB) "Improvements in Thrashing and Winnowing and Dressing Machines". Патентом удосконалюється вібраційна машина, в якій реалізуються коливання за допомогою ексцентрика (кулачка). Для створення лише вертикальних або горизонтальних коливань автор пропонує так звані подвійні (спарені) дебаланси, патент № 9953 (GB). У 1894 році англієць John Laidlaw у патенті

№ 5389 (GB) “Improvements in Conveyers for Conveying: Granular and such like Material” патентує вібраційний конвеєр для транспортування гранульованого матеріалу типу вугілля на сепаратори, дробарки тощо. У 1898 році француз Pierre Lejeune отримує патент № 19399 (DE). “Improved Apparatus for Sorting or Separating Pulverulent or Granular Substances, more particularly applicable for Extracting: Gold from Auriferous Earths and the like”. В патенті запропоновано надавати вібраційного руху робочому органу за допомогою ексцентрика машини для сортування, сепарування або гранулювання золотоносної руди на золотих копальнях. У 1899 році англієць Thomas W. Freeman у патенті № 7046 (GB) “An Improvement in or relating to Sieve Changing: Arrangements in Purifiers, Vibrating Sieves, Screens, and the like” вдосконалює конструкцію вібраційних сепараторів. Англієць George Kelsey в 1900 р. у патенті № 6355 (GB) “Improvements relating to the Biddies or Sieves of Chaffcutting Machinery” вдосконалює підвіску вібраційних сит з метою зменшення шуму, зношування, збільшення довговічності установки. Інженер-механік Willand J. Bell (США), у 1904 р. отримує патент № 23755 (GB) “Improvements in Vibrating Screens”. Він удосконалює вібраційний сепаратор для розділення гравію або подібного йому матеріалу. Патент американця Willand J. Bell № 120628 (GB) “Improvements in or relating to Screening or Sifting Devices”, заявлений в 1917 р., удосконалює сепаратор для розділення щебню або іншого аналогічного продукту.

Поява вібраційних машин з електромагнітним приводом дозволила подовжити термін служби обладнання заміною ексцентрикового приводу з рухомими з'єднаннями. Патент американця Morley P. Reynolds (США), № 123109 (GB) “Improvements in Screening Devices”, заявлений в 1917 р. (опублікований в 1919 р.), удосконалює сепаратор і дає можливість усунути рухомі з'єднання в механізмах приводу вібраційного обладнання. Вперше для технологічного обладнання застосовано електромагнітний віброзбудник для надання коливального руху сити.

Серед зарубіжних фірм, що займаються розробкою вібраційних машин з електромагнітним приводом, можна відзначити такі, як: “Roto-Finish”, “Valter”, “Lord Chemical”, “Trowal”, “Wibral”, “Jeffrey Specialty Equipment Corporation”, “Alan Ross Machinery”, “B.E.S.T. Inc.”, “V.T.R. Inc.”, “JVI”, “Ward Industrial Equipment Ltd”, “Vibro Techniques”, “OEPL”, “Autofeed Corporation”, “Carrier Vibrating Equipment, Inc.”, “General Kinematics”, “Vimec”.

У розробку і удосконалення вібраційної техніки і технології великий вклад внесли і російські, і українські науковці та провідні інженери, а саме І.І. Артоболевський, І.С. Афтаназів, А.П. Бабічев, П.С. Берник, І.І. Блехман, І.І. Биховський, А.Е. Бурштейн, Ю.Д. Васильєв, І.Ф. Гончаревич, Г.Ю. Джанелідзе, Н.І. Камишний, Б.І. Крюков, Э.Э. Лавендел, Л.Б. Левенсон, Л.П. Левін, Д.Д. Малкін, І.І. Назаренко, А.Н. Рабінович, А.О. Співаковський, Я.Г. Пановко., М.М. Перець, В.О. Повідайло, В.Н. Потураєв, Л.Л. Постніков, К.М. Рагульскіс, Ю.М. Самодумський, Р.І. Сілін, А.П. Субач, А.О. Співаковський, Л.Б. Стрельников, М.М. Тедошвілі, В.Б. Трунін,

В.П. Устінов, В.Н. Франчук, А.Г. Червоненко, М.П. Ярошевич, М.В. Медвідь, А.І. Москвітін, М.В. Хвінгвія, М.Є. Шаїнський, К.В. Фролов та інші.

До кінця 50-х років передовими в галузі вібротехніки були представники Західної Європи та Північної Америки, де по суті і зароджувався цей напрямок. З часом російські науковці за деякими розробками уже випереджали своїх зарубіжних колег. До одних з таких напрямків можна зарахувати роботи в створенні вібраційного обладнання на основі електромагнітного приводу. Першою установкою на основі електромагнітного приводу була завантажувальна вібромашина, експериментальний зразок якої виготовлений під керівництвом д. т. н. А.Г. Фролова в 1940 р. Перші ж відомості про промислові конструкції машин з електромагнітним приводом, якими були бункерні живильники та транспортери, в Радянському Союзі з'явилися лише у 50-х роках. Це були конструкції, розроблені у Львівському політехнічному інституті та МВТУ ім. Баумана [3]. У зародженні багатомасових вібраційних машин з електромагнітним приводом та їх подальшому розвитку у Радянському Союзі значний наробок зробили такі видатні вчені та провідні інженери, як І.Ф. Гончаревич, Л.П. Левін, Г.Б. Букати, Б.І. Крюков, В.О. Повідайло, В.М. Потураєв, В.П. Надутий, І.І. Назаренко, Л.П. Стрельников, В.П. Франчук, П.А. Сергєєв та інші. [3] Наукові роботи у створенні багатомасових великогабаритних установок з електромагнітним приводом інтенсивно почали виконувати у післявоєнні роки. У цей період почали складатися сприятливі умови щодо створення та впровадження у виробництво сміливих дослідних зразків вібраційного обладнання. Промисловість країни потребувала високоефективного обладнання. Велика кількість НДІ, СКБ та ВНЗ почала виконувати дослідження в цьому напрямку в пошуках кращого обладнання та технології. По суті, цим дослідженням було надано державну підтримку. Такий підхід здебільшого приносив нові впровадження у виробництві, аналогів яких у світі не було. У розробці силових резонансних вібраційних машин на основі електромагнітного приводу лідируючі позиції займав ВАТ "Механобр-техніка" (м. Санкт-Петербург) та Інститут гірничої справи ім. О.О. Скочинського (м. Москва). Наукові роботи в цій галузі свого часу виконували такі вчені та інженери, як І.Ф. Гончаревич, Л.П. Левін, Л.П. Стрельников, П.А. Сергєєв, Г.Б. Букати, Л.А. Вайсберг та інші. [3, 4]

В Україні відповідні розробки виконували представники Національного Гірничого університету та Інституту геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова (м. Дніпропетровськ) під керівництвом академіка В.М. Потураєва [5]. Переважна більшість усіх розробок Дніпропетровської школи ґрунтувалась на дебалансному приводі, що можна пояснити необхідністю створення порівняно простих конструкцій зі значними збурювальними зусиллями для великогабаритних установок металургійної та збагачувальної промисловості. Можна відзначити роботи Б.І. Крюкова, В.П. Франчука, В.П. Надутого [3]. Але установкам з електромагнітним приводом не надавали значної уваги, оскільки вони були порівняно складнішими та потребували

ретельних резонансних налагоджень. Розробляли методики розрахунку та експериментальні зразки резонансних вібраційних механізмів представники Київської школи вібротехніки: Ю.Ф. Чубук, І.І. Назаренко, В.Б. Яковенко та інші. Розробки відповідних вібраційних машин стосувались обладнання для ущільнення бетонних сумішей в будівельній промисловості [3].

Цінним є те, що низку робіт виконували за напрямком резонансних вібраційних машин з електромагнітним приводом. У межах Львівської політехніки над створенням трьох масових вібраційних машин були задіяні такі науковці та провідні інженери, як В.О. Повідайло, Р.І. Сілін, В.А. Щигель, В.Д. Уфимцев, О.В. Гаврильченко, Ю.П. Шоловій, А.Л. Беспалов. Ними були розроблено та апробовано широкий спектр мало- та середньогабаритних вібраційних машин різноманітного призначення з використанням динамічного гасника. Парціальні частоти активної та реактивної мас збігалися [3; 6].

1.2. Загальні поняття про збагачення корисних копалин

Підраховано, що в даний час $1/20$ частина електроенергії, яку вироблено у світі, витрачається на подрібнення і здрібнення твердих матеріалів.

Процес збагачення корисних копалин розділяють на два етапи: роз'єднання матеріалів, тобто звільнення зерна цінного мінералу від навколишніх зерен інших мінералів і порожньої породи; розділення мінералів (власне збагачення), тобто виділення вільних зерен цінного матеріалу в концентрат.

Збагачення корисних копалин є галуззю промисловості, що переробляє тверді корисні копалини з метою отримання концентратів, тобто продуктів, якість яких вище якості вихідної сировини і задовольняє вимогам подальшого використання їх у народному господарстві.

Обробка корисних копалин, що призводить до отримання концентратів, продуктів більш багатих, ніж вихідна сировина, і галузь промисловості, що здійснює таку обробку, називаються *збагаченням корисних копалин*.

Виділення цінного компонента з корисних копалин може відбуватися в результаті переробки, при якій мінерали, що його складають, піддаються хімічним перетворенням. З'являються нові хімічні сполуки: із мінералів виплавляється метал, апатит перетворюється в суперфосфат.

Збагачення корисних копалин – механічна обробка, не пов'язана з хімічними перетвореннями мінералів. Хімічний склад мінералів до і після збагачення залишається незмінним.

При збагаченні використовуються також відмінності фізичних і фізико-хімічних властивостей матеріалів, що розділяються. У табл. 1.1 приведені властивості матеріалів, які використовуються при збагаченні відповідними методами.

Так, у практиці гравітаційного збагачення використовують «еквівалентний діаметр». Знаючи об'єм часточки V , можливо визначити еквівалентний діаметр d_e з формули об'єму, наприклад, кулі:

$$V = 0.167 \cdot \pi \cdot d_e^3, \quad (1.1)$$

Звідки

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1.24 \cdot \sqrt[3]{V} = 1.24 \cdot \sqrt[3]{\frac{G}{\gamma}}, \quad (1.2)$$

де G – вага часточки, Н; γ – питома вага часточки мінералу, Н/м³.

Таблиця 1.1. Властивості мінералів і методи збагачення

Властивості мінералів	Методи збагачення	Примітка
1	2	3
1. Питома вага, щільність.	Гравітаційний	Основні методи збагачення
2. Фізико-хімічні властивості поверхонь мінералу.	Флотаційний.	
3. Магнітна сприйнятливність.	Магнітний.	
4. Електричні властивості.	Електричний.	
5. Природна або наведена радіоактивність, світло відзеркалююча спроможність, опір проникаючому випромінюванню.	Механічне рудорозбирання	Допоміжні методи збагачення
6. Колір, блиск, форма, щільність.	Ручне рудорозбирання.	
7. Форма	За формою	
8. Коефіцієнт тертя, ковзання.	За тертям	
9. Твердість, щільність	Вибіркове подрібнення	

Питома поверхня розпушеного матеріалу дорівнює відношенню поверхні до ваги:

$$S_n = \frac{S}{m} = \frac{\frac{\pi d^2}{4}}{\rho \frac{d^3 \pi}{6}} = \frac{6 \cdot \pi \cdot d^2}{\rho \cdot 4 \pi \cdot d^3} = \frac{1.5}{\rho \cdot d}, \quad (1.3)$$

де S – сумарна поверхня часточок матеріалу, м²; m – маса матеріалу, кг; d – середній діаметр часточки, м; ρ – щільність часточки матеріалу, кг/м³.

Якщо на дроблення надійшло Q масових частин матеріалу з середнім діаметром куска D до дроблення і d після дроблення, то поверхні матеріалу до дроблення S_1 і після S_2 :

$$S_1 = 1,5Q_1/(\rho \cdot D); \quad S_2 = 1,5Q_2/(\rho \cdot d). \quad (1.4)$$

Різниця ($S_2 - S_1$) визначає утворену поверхню:

$$S_2 - S_1 = \left(\frac{1,5}{\rho_2 \cdot d} - \frac{1,5}{\rho_1 \cdot D} \right) \cdot Q, \quad (1.5)$$

де ρ_1 і ρ_2 – щільність часточки матеріалу до і після дроблення, кг/м^3 .

Методи збагачення поділяються на процеси збагачення.

Процес збагачення - це відділення одних мінералів від інших на підставі певним чином використовуваних відмінностей у властивостях мінералів. Відмінність у щільності мінералів можна використовувати при їхньому розділенні по-різному. Можна мінеральні зерна різної щільності розділяти за швидкістю падіння в щільному середовищі, але можна їх розділяти й у важких рідинах, у яких легкі мінерали спливають, а важкі тонуть. Обидва випадки розділення відносяться до гравітаційного методу, але є різними процесами збагачення.

Процеси збагачення полягають у розділенні мінералів на основі відмінностей у їхніх властивостях (густина, змочуваності, магнітної сприйнятливості, твердості тощо.) [7].

Технологічні операції - послідовні прийоми механічної обробки корисної копалини, що здійснюються для розділення на продукти різної якості.

Вхідний продукт - продукт, що надходить на технологічну операцію.

Концентрат – продукт із найбільшим вмістом корисних мінералів і найменшим породних.

Відходи – продукт із найбільшим вмістом породних мінералів і найменшим корисних.

Крім технологічних процесів, для нормального функціонування виробництва з переробки корисних копалин повинні бути передбачені *процеси виробничого обслуговування*: внутрішньоцеховий транспорт, постачання фабрики водою й електроенергією, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

Процеси збагачення складаються з операцій. Збагачення рідко можна завершити в один прийом і виділити відразу концентрат і хвости (відходи). Частіше буває так, що після першого прийому збагачення концентрат ще недостатньо багатий, а хвости ще недостатньо бідні і повинні бути піддані повторному збагаченню. Для цього застосовуються переміщення концентратів і контрольне дозбагачення хвостів. Всі ці послідовні прийоми називаються операціями збагачення, а продукти, що надходять із попередньої

операції збагачення в наступну, називаються промпродуктами (проміжними продуктами).

Промпродукт – проміжний продукт, що за вмістом корисного компонента не є кондиційним концентратом чи відвальними хвостами і потребує подальшої переробки.

Корисні копалини на гірничо-збагачувальних фабриках проходять ряд послідовних процесів обробки, що по своєму призначенню в технологічному циклі можна розділити на: *підготовчі, власно збагачувальні і допоміжні процеси.*

До підготовчих відносяться процеси дроблення, здрібнення, просіювання і класифікації, в яких досягається роз'єднання мінералів і розділення оброблюваної корисної копалини на класи за крупністю.

До збагачувальних відносяться процеси розділення мінералів, що дозволяють виділити з корисної копалини концентрати і хвости.

До допоміжних відносяться процеси зневоднення концентратів і складування хвостів, у яких знижується вологість концентратів до встановленої границі й очищуються стічні виробничі води гірничо-збагачувальної фабрики.

Послідовні операції обробки, яким піддаються корисні копалини на гірничо-збагачувальній фабриці, складають схеми збагачення:

- технологічні;
- якісно-кількісні;
- водношлямові (дані про кількість води);
- схема ланцюга апаратів.

1.3. Технологічні показники збагачення

До основних технологічних показників збагачення відносяться [3]:

- вихід продуктів збагачення;
- ефективність операцій розділення;
- вміст компонентів у вихідній сировині і продуктах збагачення;
- ступінь концентрації корисного компонента;
- вилучення компонентів у продукти збагачення.

Виходом продукту збагачення називається відношення ваги продукту до ваги переробленого вихідного матеріалу. Вихід прийнято виражати в % або долях одиниці. Величина, обернена виходу, виражена в долях одиниці, показує число тонн вихідного матеріалу, із яких при збагаченні утворюється одна тонна продукту.

Ефективністю збагачення називається відношення прирощення ваги цінного компонента в концентраті (в даному випадку збагачення) до збільшення ваги компонента у випадку ідеального збагачення, коли у концентрат виділяється тільки весь цінний компонент. Прирощення ваги цінного компонента в концентраті обчислюється як різниця між вагою

компонента у концентраті і вагою компонента у вихідному матеріалі, взятому в кількості, рівній вазі концентрату. Ефективність збагачення виражається в % або долях одиниці і оцінює ступінь наближення дійсного процесу збагачення до ідеального.

Вмістом компонента називається відношення ваги компонента в продукті до ваги продукту.

Ступенем концентрації, що досягається при збагаченні, називається відношення вмісту корисного компонента в концентраті до його вмісту у вихідній сировині. Ступінь концентрації показує, у скільки разів концентрат багатіший вихідної сировини.

Вилученням корисного компонента в продукт збагачення називається відношення ваги компонента в продукті до ваги того ж компонента у вихідній сировині. Вилучення прийнято виражати в % або долях одиниці. Вилучення корисного компонента в концентрат показує, яка частина цього компонента перейшла з вихідного матеріалу в концентрат.

Для виводу формул введемо позначення [3]:

Q , C , і T – відповідно вага вихідного матеріалу, концентрату і хвостів,
 H ; β , β_m і ν – вміст компонента відповідно у вихідному матеріалі, у концентраті, у мінералах і хвостах, %;

γ – вихід продукту, % або долі одиниці;

ε – вилучення, або долі одиниці;

E – ефективність збагачення, % або долі одиниці.

Вихід концентрату та хвостів:

$$\text{концентрату} \quad \gamma_k = \frac{C}{Q} \cdot 100, \%, \quad (1.6)$$

$$\text{хвостів} \quad \gamma_x = \frac{T}{Q} \cdot 100, \%. \quad (1.7)$$

Сума виходів кінцевих продуктів збагачення дорівнює виходу вихідного матеріалу, прийнятому за 100 %,
$$\gamma_k + \gamma_x = \frac{C}{Q} \cdot 100 + \frac{T}{Q} \cdot 100 = \frac{C+T}{Q} \cdot 100 = 100 \quad (1.8)$$

Складемо баланс:

$$\text{матеріалу} \quad Q = C + T, \quad (1.9)$$

$$\begin{aligned} \text{компонента} \quad Q &= \frac{\alpha}{100} = C \frac{\beta}{100} + T \frac{\nu}{100}, \\ Q\alpha &= C\beta + T\nu. \end{aligned} \quad (1.10)$$

З рівняння (1.9) маємо:

$$T = Q - C, \quad C = Q - T. \quad (1.11)$$

Підставивши значення T й C у рівняння (1.10), отримаємо:

$$Q\alpha = C\beta + (Q - C)v, \quad (1.12)$$

$$Q\alpha = (Q - T)\beta + Tv, \quad (1.13)$$

звідки

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - v}{\beta - v}, \quad (1.14)$$

$$\frac{T}{Q} = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v}. \quad (1.15)$$

Тоді для виходів отримаємо розрахункові формули:

$$\gamma_k = \frac{C}{Q} \cdot 100 = \frac{\alpha - v}{\beta - v} \cdot 100, \%, \quad (1.16)$$

$$\gamma_x = \frac{T}{Q} \cdot 100 = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v} \cdot 100, \%. \quad (1.17)$$

Вилучення компоненту:

$$\text{у концентрат} \quad \varepsilon_k = \frac{C}{Q} \frac{\frac{\beta}{\alpha}}{\frac{100}{100}} \cdot 100 = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100, \%; \quad (1.18)$$

$$\text{у хвости} \quad \varepsilon_x = \frac{T}{Q} \frac{\frac{v}{\alpha}}{\frac{100}{100}} \cdot 100 = \frac{Tv}{Q\alpha} \cdot 100, \%. \quad (1.19)$$

Сума вилучень компонента в кінцеві продукти збагачення дорівнює вилученню його у вихідний матеріал, прийнятому за 100 %

$$\varepsilon_k + \varepsilon_x = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 + \frac{Tv}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{C\beta + Tv}{Q\alpha} \cdot 100 = 100, \%. \quad (1.20)$$

Підставивши знайдені вище значення для відношень C/Q і T/Q у виразах для ε_k і ε_x , отримаємо розрахункові формули для вилучень:

$$\varepsilon_k = \frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{\alpha - v}{\beta - v} \cdot \frac{\beta}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_k \beta}{\alpha}, \quad (1.21)$$

$$\varepsilon_x = \frac{Tv}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v} \cdot \frac{v}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_x v}{\alpha}. \quad (1.22)$$

Якщо вага компонента в концентраті $C \cdot \beta / 100$, а вага компонента у вихідному матеріалі, взятому в кількості, рівній вазі концентрату $C \cdot \alpha / 100$, то збільшення ваги компонента в даному випадку збагачення:

$$C \frac{\beta}{100} - C \frac{\alpha}{100} = C \frac{\beta - \alpha}{100} \quad (1.23)$$

Прирошення ваги компонента у випадку ідеального збагачення:

$$C_i \cdot \frac{\beta_m}{100} - C_i \cdot \frac{\alpha}{100} = C_i \cdot \frac{\beta_m - \alpha}{100}, \quad (1.24)$$

де C_i - вага концентрату, який утворюється при ідеальному збагаченні.

Ефективність збагачення:

$$E = \frac{C \cdot \frac{\beta - \alpha}{100}}{C_i \cdot \frac{\beta_m - \alpha}{100}} \cdot 100 = \frac{C}{C_i} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100, \% \quad (1.25)$$

Замінімо в останній формулі ваги концентратів виходами цих продуктів.

Вага концентрату дорівнює добутку виходу його на вагу вихідного матеріалу. Отже,

$$C = Q \frac{\gamma_k}{100}, \quad (1.26)$$

$$C_i = Q \cdot \frac{\gamma_{k.i}}{100}. \quad (1.27)$$

Вихід концентрату у випадку ідеального збагачення дорівнює вмісту цінного мінералу у вихідному матеріалі $\gamma_{k.m} = \frac{\alpha}{\beta_m} \cdot 100$, тоді

$$E = \frac{C}{C_i} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100 = \frac{Q \frac{\gamma_k}{100}}{Q \frac{\gamma_{k.i}}{100}} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_k}{\frac{\alpha}{\beta_m} \cdot 100} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta_m - \alpha} \cdot 100, \%,$$

$$E = \frac{\gamma_k (\beta - \alpha)}{\frac{\alpha}{\beta_m} (\beta_m - \alpha)}, \%. \quad (1.28)$$

Інший вид цієї формули:

$$E = \frac{\gamma_k (\beta - \alpha)}{\frac{\alpha}{\beta_m} (\beta_m - \alpha)} = \frac{\frac{C\beta}{Q\alpha} \cdot 100 - \gamma_k}{1 - \frac{\alpha}{\beta_m}} = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{1 - \frac{\alpha}{\beta_m}}, \%. \quad (1.29)$$

Знаменник $1 - \alpha / \beta_m$ представляє собою вміст породи у вихідному матеріалі і для даної руди буде розміром постійним, тому іноді за показник ефективності приймають розмір, пропорційний ефективності збагачення,

$$E_1 = \varepsilon_k - \gamma_k. \quad (1.30)$$

Визначення ефективності можна поширити на будь-які операції розділення з виходом двох продуктів, наприклад, на класифікацію.

Технологічні показники служать для оцінки процесів збагачення на збагачувальних фабриках.

Приклад: Продуктивність фабрики що збагачує мідну руду, $Q=1000$ т/добу. Вміст міді у вихідній руді $\alpha=19\%$; у концентраті $\beta=20\%$; у хвостах $\sigma = 0,1\%$. Цінний мінерал - халькопірит, містить міді $\beta_m = 34\%$.

Визначити: ваги і виходи концентрату і хвостів, вилучення міді в коцентрат і хвости, ефективність збагачення.

$$\gamma_k = \frac{\alpha - v}{\beta - v} 100 = \frac{1 - 0,1}{20 - 0,1} \cdot 100 = 4,52 \%,$$

$$\gamma_x = 100 - 4,52 = 95,48 \%,$$

$$C = Q \frac{\gamma_k}{100} = 10000 \frac{4,52}{100} = 452 \text{ т / добу},$$

$$T = Q - C = 10000 - 452 = 9548 \text{ м/добу},$$

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha} = \frac{4,52 - 20}{1} = 90,4 \%,$$

$$\varepsilon_x = 100 - 90,4 = 9,6 \%,$$

$$E = \frac{\gamma_k (\beta - \alpha)}{\frac{\alpha}{\beta_m} (\beta_m - \alpha)} = \frac{4,52 - (20 - 1)}{\frac{1}{34} (34 - 1)} = 88,48 \%$$

$$E_1 = \varepsilon_k - \gamma = 90,4 - 4,52 = 85,88 \%.$$

1.4. Міцнісні характеристики гірських порід

Основні властивості гірських порід можна розділити на дві групи:

- **фізичні** — щільність, пористість, вологість, змочуваність, магнітна сприйнятливість, звуко-, електро- і теплопровідність тощо;
- **механічні** — міцність, твердість, пластичність, деформівність, абразивність тощо.

При руйнуванні гірських порід механічним способом першорядне значення мають їх механічні властивості, що характеризують здатність до опору силовим впливам і залежно від виду й інтенсивності останніх - до зміни розмірів, форми, стану.

Міцність — властивість гірської породи в певних умовах і межах, не руйнуючись, сприймати ті або інші силові впливи (зокрема впливи механічних навантажень, температурних, магнітних, електричних і інших полів, нерівномірне протікання фізико-хімічних процесів у різних частинах гірських порід і ін.).

Показниками, що характеризують *міцність гірських порід* для різних випадків, є: границі міцності порід на стиснення $\sigma_{ст}$, розтягнення σ_p , зсув $\sigma_{зс}$, вигин $\sigma_{виг}$, а також текучості σ_t , повзучості $\sigma_{п}$ та ін. Для більшості порід границя міцності на розтягнення σ_p не перевищує 20 МПа. Границі міцності порід при зсуві, вигині та інших видах деформацій завжди менші $\sigma_{ст}$ і більші σ_p , але ближчі до останньої. З породотвірних мінералів найбільшу міцність має кварц. У нього $\sigma_{ст}$ перевищує 500 МПа, у польових шпатів, піроксенів, авгіту, рогової обманки, олівіну та інших залізо-магнезійних мінералів $\sigma_{ст} = 200-500$ МПа, у кальциту $\sigma_{ст}$ близько 20 МПа. У полікристалічних гірських породах міцність в основному визначається силами взаємного зчеплення безпосередньо дотичних між собою зерен і насамперед залежить від їх міцності, а також будови. Найбільші значення границі міцності при

стисненні мають щільні дрібнозернисті кварцити і нефрити (500-600 МПа). Значну міцність (більше 350 МПа) мають щільні дрібнозернисті граніти, трохи меншу - габро, діабазы і грубозернисті граніти. Міцність вугілля при стисненні змінюється в залежності від ступеня його метаморфізму і зольності від 1 МПа (коксівне вугілля) до 35 МПа (антрацити). Для вугілля показники міцності на стиснення $\sigma_{ст}$, зсув $\sigma_{зс}$, розтягнення σ_p знаходяться в такому співвідношенні: $\sigma_{ст} : \sigma_{зс} : \sigma_p = 1 : 0,3 : 0,1$.

Твердість - властивість гірської породи, не руйнуючись, чинити опір при зосередженому контактному силовому впливі. Твердість - характеристика гірських порід, що відображає їх *міцність*.

У залежності від методу випробування розрізняють *твердість дряпання, втиснення, шліфування*. При використанні методу дряпання по поверхні переміщують гострий алмазний наконечник або еталонний мінерал. Міра твердості - величина зусилля, з яким протягається наконечник, ширина і об'єм подряпини. У методах свердлування твердість визначають за показниками взаємодії свердла і породи. Критерії твердості в цьому випадку: об'ємна робота руйнування, величина крутильного моменту і ін. За методом Ф. Пфаффа і Т.А. Джаггара використовують алмазні наконечники, за методом А.М. Янчура і О.М. Кульбачного - різці, армовані твердими сплавами. Поширене також визначення твердості за висотою відскоку бойка з алмазним наконечником, що скидається на поверхню гірської породи з фіксованої висоти (метод А.Ф. Шора). У сучасній практиці широко використовують методи втиснення інденторів у досліджуваний зразок. При цьому твердість визначають методами Ю. Брінелля, С. Роквелла і ін., випробуваними в металознавстві. У гірничій справі застосовується показник твердості, що визначається за методом Л.А. Шрейнера шляхом виколювання (заглибини) лунки в шліфованій поверхні породи під дією навантаження, прикладеного до штамп з плоскою круглою основою. Чисельне значення твердості являє відношення максимальної сили, що діє на штамп у момент виколювання лунки, до площі контактної поверхні. Аналогічним шляхом визначають контактну міцність за методом Л.І. Барона і Л.Б. Глатмана. Відмінність полягає в тому, що індентор втискують у природну (необроблену) поверхню породи. Показники твердості використовують при проектуванні засобів механізації гірничих робіт, оптимізації режимів експлуатації породоруйнуючих органів, обґрунтуванні нормативів продуктивності різних конструкцій інструментів і т. д.

Пластичність - властивість гірської породи під дією зовнішніх сил змінювати, не руйнуючись, свою форму і розміри.

Глинисті породи, леси, мергелі, крейда, ґрунти, що залягають на поверхні землі, набувають пластичності за певних умов зволоження, глибинні гірські породи - під дією температури й тиску (пластичність збільшується із зростанням температури і тиску). Пластичність залежить від мінерального складу гірських порід. Наявність жорстких кварцових зерен та польового шпату у породі зменшує її пластичність. Пластичність вугілля залежить від вмісту в ньому вуглецю. При переході від

малометаморфізованого вугілля до антрацитів пластичність зменшується в 30 разів. Щодо глинистих порід, то в залежності від ступеня їх зволоженості вони можуть бути крихкими, пластичними і текучими.

Деформівність — властивість гірської породи змінювати форму й розміри внаслідок силового впливу на неї.

Міцність гірських порід обумовлюється руйнівними напруженнями стиснення $\sigma_{ст}$, зсуву $\sigma_{зс}$, розтягнення σ_r .

Для вугілля, наприклад, всі три показники перебувають приблизно в наступному співвідношенні: $\sigma_{ст}:\sigma_{зс}:\sigma_r=1:0,3:0,1$. Експериментальне визначення показників є досить трудомістким процесом. Руйнуючі напруження стиснення $\sigma_{ст}$ і розтягнення σ_r для деяких порід наведені у табл. 1.2 [3].

Таблиця 1.2. Руйнуючі напруження стиснення $\sigma_{ст}$ і розтягнення σ_r для деяких порід

Породи	Межа міцності, МПа		Породи	Межа міцності, МПа	
	стиснення $\sigma_{ст}$	розтягнення σ_r		стиснення $\sigma_{ст}$	розтягнення σ_r
Вугілля буре	5-9	0,2-1,5	Аргіліт	21-77	1-8
Вугілля кам'яне	2,4-13	0,1-0,5	Пісковик крупнозернистий	140-176	5-7
Антрацит	10-35	0,5-0,9	Граніт	180-240	-

Опір гірських порід руйнуванню визначають різні показники. Для практичних цілей в геотехнології використовують коефіцієнт міцності гірських порід f , що характеризує відносний опір руйнуванню гірської породи при її дробленні (запропонований М. М. Протодьяконовим). За одиницю коефіцієнта міцності $f = \sigma_{ст}/10$ приймають межу міцності породи $\sigma_{ст}$ при одноосьовому стисканні, рівному 1 кН/см^2 . За коефіцієнтом міцності М. М. Протодьяконов класифікував всі гірські породи; вони розділені на десять категорій, причому для найбільш слабких (пливунних) $f = 3$, надміцних $f = 20$. Наприклад, для залізистих кварцитів $f=15\dots18$; вапняку, мідного колчедану $f=5\dots10$; вугілля, каоліну $f = 2\dots5$.

Стосовно технології збагачення корисні копалини за дробленістю можуть бути віднесені до м'яких — $f < 8$; середньої твердості — $f = 8\dots15$ і твердих — $f > 15$.

Тривкість гірських порід - загальне умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, що виявляється в різних технологічних процесах при видобутку і переробці корисних копалин. Тривкість залежить від твердості, в'язкості, крихкості, пружних властивостей, мінералогічного складу і структури. Тривкість зростає зі збільшенням сил зв'язку між частинками і окремостями гірських порід та вмісту міцних мінералів у породі і знижується, як правило, при зволоженні. За М.М. Протодьяконовим, виділено 10 категорій тривкості. Метод експериментального визначення коефіцієнта тривкості ($K_{тр}$), запропонований

М.М. Протодьяконовим, оснований на відносній оцінці роботи, затраченої на дроблення гірської породи вантажем масою 2,4 кг, що вільно падає з висоти 0,6 м.

Таблиця 1.3. Класифікація тривкості гірських порід
(за М.М. Протодьяконовим)

Категорія	Ступінь тривкості породи	Гірські породи	$K_{тр}$
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	Граніт, кварцові порфіри, кременистий сланець, пісковики та вапняки підвищеної міцності, деякі кварцити	15
III	Тривкі породи	Граніти та гранітні породи, пісковики і вапняки, міцні мінерали залізних руд	10
III-a	Тривкі породи	Вапняки, деякі граніти (неміцні), пісковики, мармур, доломіт, колчедани	8
IV	Досить тривкі породи	Звичайний пісковик, залізисті руди	6
IV -a	Досить тривкі породи	Піскуваті сланці, сланцеві пісковики	5
V	Породи середньої тривкості	Міцний глинистий сланець, неміцні різновиди пісковика і вапняку, м'який конгломерат	4
V-a	Те саме	Різноманітні неміцні сланці, щільний мергель	3
VI	Досить м'які породи	М'який сланець, дуже м'який вапняк, крейда, кам'яна сіль, гіпс, мерзлий ґрунт, антрацит, звичайний мергель, зруйнований пісковик, кам'янистий ґрунт	2
IV-a	Досить м'які породи	Щебенистий ґрунт, зруйнований сланець, злежалі галька та щебінь, тверде кам'яне вугілля, затверділа глина	1,5
VII	М'які породи	Глина (щільна), м'яке кам'яне вугілля, міцні наноси	1,0
VII-a	М'які породи	Легка піскова глина, лес, гравій	0,8
VIII	Землянисті породи	Чорнозем, торф, легкий суглинок, сирий пісок	0,6
IX	Сипучі породи	Пісок, осипи, дрібний гравій, насипна земля, видобуте вугілля	0,5
X	Пливкі породи	Пливуни, болотистий ґрунт, розріджений лес, розріджено-зволожений ґрунт	0,3

Для руйнування грудок корисної копалини можуть бути використані такі способи (рис. 1.1):

- *роздавлювання* (рис. 1.1 а) - руйнування грудки в результаті стиснення між двома подрібнюючими поверхнями. При дробленні

роздавлюванням утвориться велика кількість дрібних зерен, особливо при дробленні крихких корисних копалин. Цей спосіб застосовується, якщо при дробленні корисної копалини допускається підвищений вихід дріб'язку;

- *розколювання* (рис. 1.1 б) - руйнування грудки в результаті її розклинення між вістрями подрібнюючих поверхонь. Розколювання характеризується мінімальним утворенням дріб'язку, тому застосовується у тих випадках, коли переподрібнення небажане (напр., при підготовці вугілля до збагачення);

- *злам* (рис. 1.1 в) - руйнування грудки в результаті згину, виявляється при ребристій формі подрібнюючих поверхонь; має підлегле значення;

- *зрізання* (рис. 1.1 г) - руйнування грудки в результаті створюваних при дробленні напругах зрушення (зсуву); має також підлегле значення;

- *стирання* (рис. 1.1 д) - руйнування грудки в результаті впливу двох подрібнюючих поверхонь, які зміщаються одна відносно одної. Стирання характеризується утворенням великої кількості тонких класів, тому широко використовується в пробообробних машинах;

- *удар* (рис. 1.1 е) - руйнування грудки в результаті впливу короточасних динамічних навантажень. Дроблення ударом приводить насамперед до руйнування по тріщинах, поверхнях зіткнення, дислокаціях зерен окремих компонентів. Цей спосіб знаходить застосування при дробленні промпродуктів і тонкому подрібненні корисних копалин.

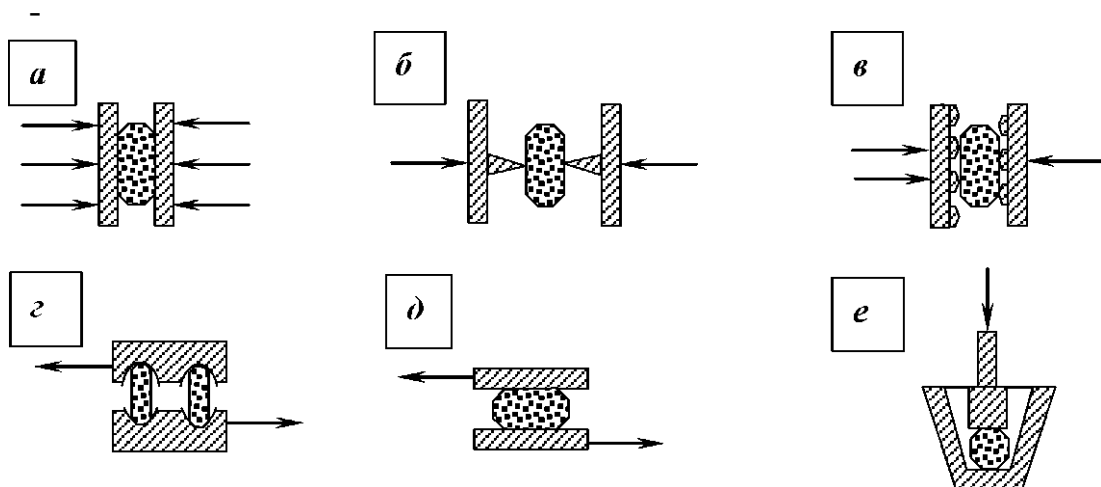


Рис. 1.1. Способи дроблення корисних копалин: **а** - роздавлювання; **б** - розколювання; **в** - злам; **г** - зрізання; **д** - стирання; **е** - удар.

Конструкція дробарки звичайно базується на використанні одного зі способів дроблення, а інші можуть мати підлегле значення.

1.5. Схеми подрібнення

Крупне, середнє і дрібне дроблення твердих і крихких порід доцільно робити роздавлюванням, а твердих і в'язких порід - роздавлюванням з участю

стирання. Для крупного дроблення м'яких і крихких порід використовують розколювання, а для середнього і дрібного - удар.

Дробарки і млини можуть працювати у відкритому і замкнутому циклах. У залежності від необхідного ступеня дроблення (подрібнення) на збагачувальних фабриках застосовують одно-, дво-, три- і чотиристадійні схеми дроблення і подрібнення.

Операція дроблення (подрібнення) і допоміжні операції - грохочення (класифікації) складають *стадію дроблення (стадію подрібнення)*, а сукупність стадій дроблення (подрібнення) - *схему дроблення (подрібнення)*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення і класифікації в схемах подрібнення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення або подрібнення (рис. 1.2).

Різновиди стадій, які використовуються в схемах дроблення і подрібнення, такі: стадія **А** - відкрита; стадія **Б** - відкрита з попереднім грохоченням; стадія **В** - замкнена з перевірочним грохоченням; стадія **Г** - замкнена з поєднаними попереднім і перевірочним грохоченням; стадія **Д** - замкнена з роздільними попереднім і перевірочним грохоченням.

Звичайно використовується сухий спосіб дроблення. Мокре дроблення застосовують у тих випадках, коли гірнича маса містить глину (марганцеві, бурозалізнякові і інші руди). Подрібнення, як правило, здійснюється мокрим способом. Сухе подрібнення застосовується, якщо добавка води небажана (напр., при готуванні пилоподібного палива), а також при сухому збагаченні подрібненого продукту.

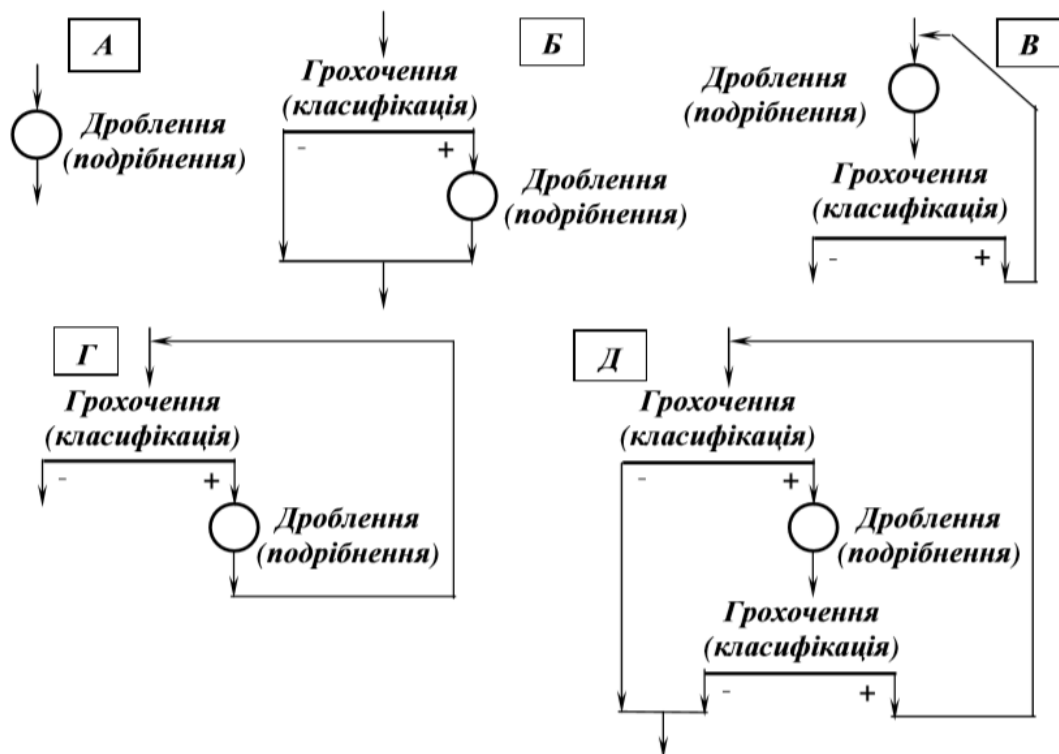


Рис. 1.2. Різновиди одностадійних схем дроблення і подрібнення

Схема підготовчих операцій визначається виходячи з речовинного складу і фізичних властивостей корисної копалини, а також крупності матеріалу, прийнятої в схемі збагачення.

При збагаченні корисних копалин, у яких корисні і породні мінерали розкриваються при крупному дробленні, схеми підготовчих операцій можуть обмежитися крупним (середнім) дробленням і грохоченням.

При наявності в корисних копалинах крупновкраплених корисних мінералів або агрегатів мінералів з яскраво вираженими розбіжностями розділових ознак схема підготовчих операцій може розширятися з включенням операції попередньої концентрації, що дозволяє виділити частину збагаченого матеріалу, відвальних відходів або розділити корисну копалину на продукти, що надалі переробляються за різними схемами.

1.6. Сутність і основні параметри подрібнення

Подрібненням і здрібнюванням називають процеси руйнування й зменшення розмірів кусків сировини під дією зовнішніх механічних, теплових, електричних сил. Останні спрямовані на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частки твердої речовини.

Між подрібненням і здрібнюванням немає принципової різниці. Умовно вважають, що при здрібнюванні одержують продукт із максимальним розміром зерен, меншим 3 мм. Подрібнення й здрібнювання при збагаченні – це підготовчі операції, призначені для роз'єднання (розкриття) рудних зерен різних мінералів, що присутні в корисній копалині у вигляді тісно перепланих зрощень. Чим повніше розкриваються (звільняються один від іншого) мінерали при дробленні й здрібнюванні, тим успішніше здійснюється наступне збагачення сировини.

Подрібнення досить поширене в різних галузях промисловості: у будівництві (підготовка будівельних матеріалів); металургії (підготовка шихтових матеріалів -флюсів); коксохімії (одержання вугільної шихти перед коксуванням). Здрібнюванню піддаються клінкер при виробництві цементу, вугілля й сланці на електростанціях, що спалюють паливо в пилоподібному стані.

Способи подрібнення й здрібнювання відрізняються видом деформації матеріалу. Процес руйнування його може наступити в результаті:

- **роздавлення** (напруження стиснення перевершує межу міцності сировини на стискання);
- **розколювання й зламу** (розколюючі й розтяжні зусилля перевершують межу міцності матеріалу на розтягнення);
- **зрізання й стирання** (дотичні напруження більше межі міцності сировини);
- **удару** (сила його перевершує силу зчеплення між окремими частками матеріалу). При ударі проявляється сукупність пружних деформацій: стискання, розтягнення, вигинання й зрушення.

Результат процесу руйнування оцінюють за ступенем дроблення (здрібнювання) і ефективністю роботи дробарок (млинів).

Ступінь подрібнення (здрібнювання) i — це відношення діаметрів максимальних кусків у матеріалі до й після дроблення:

$$i = D_{\max} / d_{\max} , \quad (1.31)$$

На збагачувальних фабриках дроблення й здрібнювання руд відбувається послідовно в кілька прийомів (стадій), тому що в одній дробильній машині не можна одержати необхідний ступінь дроблення.

Залежно від крупності вихідного матеріалу й кінцевого продукту розрізняють ряд стадій дроблення й здрібнювання, табл. 1.4.

Ефективність роботи дробарок і млинів E виражається в тоннах дробленого продукту на 1 кВт·год витраченої енергії

$$E = Q / A , \quad (1.32)$$

де Q - маса дробленого (здрібненого) продукту, т;

A - енергія, витрачена на дроблення (здрібнювання), кВт·год.

Питомі витрата енергії $E_{\text{ПТ}}$:

$$E_{\text{ПТ}} = E / Q . \quad (1.33)$$

Таблиця 1.4. Ступені дроблення й розміри зерен на різних стадіях дроблення й здрібнювання

Стадія	Максимальний розмір вхідного й дробленого матеріалу		Ступінь дроблення $I = D_{\max} / d_{\max}$
	Вхідного	Дробленого	
1	2	3	4
дроблення			
Крупне	1500-500	350-100	4,3- 5,0
Середнє	350-100	100-40	3,5-2,5
Дрібне	100-40	30-10	3,3-4,5
Здрібнення			
Грубе	30-10	5-2	6-5
Тонке	5-2	1-0,5	5-4

1.7. Машини для подрібнення

Вибір способу руйнування корисної копалини, а отже, і типу дробарки або млина, залежить від її дробильності, мінерального складу,

тріщинуватості, крупності та інших властивостей, а також від необхідного гранулометричного складу дробленого продукту.

Процеси дроблення і подрібнення застосовують головним чином для підготовки корисної копалини до подальшого збагачення. Основна мета цих процесів - доведення розмірів грудок корисної копалини до кінцевої крупності, обумовленої вкрапленням корисних мінералів і необхідною повнотою їхнього розкриття.

З міркувань конструктивного характеру, а також унаслідок небажаності переподрібнення, на збагачувальних фабриках застосовуються дробарки, що працюють головним чином роздавлюванням і ударом при додаткових стираючих і згинаючих діях на матеріал, що дробиться.

Машина для дроблення і подрібнення, застосовувані на збагачувальних фабриках, за способом руйнування гірських порід і механіко-конструктивними ознаками розділяються на п'ять основних класів: дробарки щоківі, конусні, валкові, ударної дії і барабанні млини.

У млинах подрібнюючі деталі (помельні тіла) у процесі роботи стикаються. На відміну від них, між робочими органами дробарок завжди є зазор, заповнений матеріалом, що дробиться.

Дробарки і млини мають умовні літерні і цифрові позначки (табл. 1.4).

Таблиця 1.4. Умовні позначки машин для дроблення і подрібнення

Літерні позначки	Цифрові позначки
ЩДП - дробарка щоківі з простим коливанням	VxL - ширина і довжина завантажувального отвору, мм
ЩДС - дробарка щоківі із складним коливанням	
ККД - конусна дробарка крупного дроблення	V/s - ширина завантажувального і розвантажувального отворів, мм
КСД - конусна дробарка середнього дроблення	D - діаметр рухомого конуса, мм
КМД - конусна дробарка дрібного дроблення	
ДГ - дробарка валкова з гладкими валками	DxL - діаметр і довжина валків, мм
ДДЗ - дробарка двовалкова із зубчатими валками	D - діаметр валків, мм
М - дробарка молоткова	DxL - діаметр і довжина ротора, мм
ДРК - дробарка роторна крупного дроблення	
ДРС - дробарка роторна середнього дроблення	
МСЦ - млин стержневий з центральним розвантаженням	DxL - діаметр і довжина барабана, мм
МШЦ - млин кульовий з центральним розвантаженням	
МШР - млин кульовий з розвантаженням через решітку	
ММС - млин мокрого самоподрібнення МРГ - млин рудногальковий	

Дробарки

Щоківі дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця по висоті, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Щоківі дробарки працюють за принципом роздавлювання і частково згину між двома щоками, з яких одна - нерухома, а інша - рухома. Щоківі дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щоки - ЩДП (рис. 1.3 а) і складним - ЩДС (рис. 1.3 б).

У дробарку з простим рухом щоки (рис. 1.3 а) вихідний матеріал завантажується зверху в робочий простір між рухомою 1 і нерухомою 2 щоками. При обертанні ексцентрикового валу 6 шатун 4 рухається у вертикальному напрямку, його рух через розпирні плити 3 передається рухомій щоці 2. Таким чином, рух шатуна вгору супроводжується наближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу. При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту під дробарку.

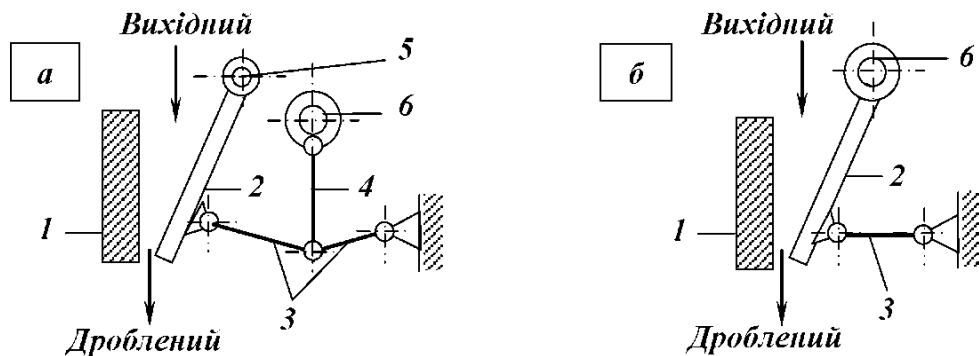


Рис. 1.3. Схеми щоківих дробарок: *а* - з простим рухом щоки, *б* - зі складним рухом щоки.

1 - нерухома щока; 2 - рухома щока; 3 - розпирні плити; 4 - шатун;
5 - вісь; 6 - ексцентриковий вал.

В дробарках зі складним рухом (рис. 1.3 б) рухома щока 2 підвішена безпосередньо на ексцентриковий вал 6. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

Щоківі дробарки застосовують для крупного (ЩДП) і середнього (ЩДС) дроблення твердих порід зі ступенями дроблення до 4.

Конусні дробарки (рис. 1.4) встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Основне подрібнююче зусилля в конусних дробарках - роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші 1 і опуклою поверхнею рухомого конуса 2. Конусні дробарки за своїм призначенням розділяються на дробарки для крупного дроблення - ККД (рис. 1.4 а),

середнього дроблення - КСД (рис. 1.4 б) і дрібного дроблення - КМД (рис. 1.4 в).

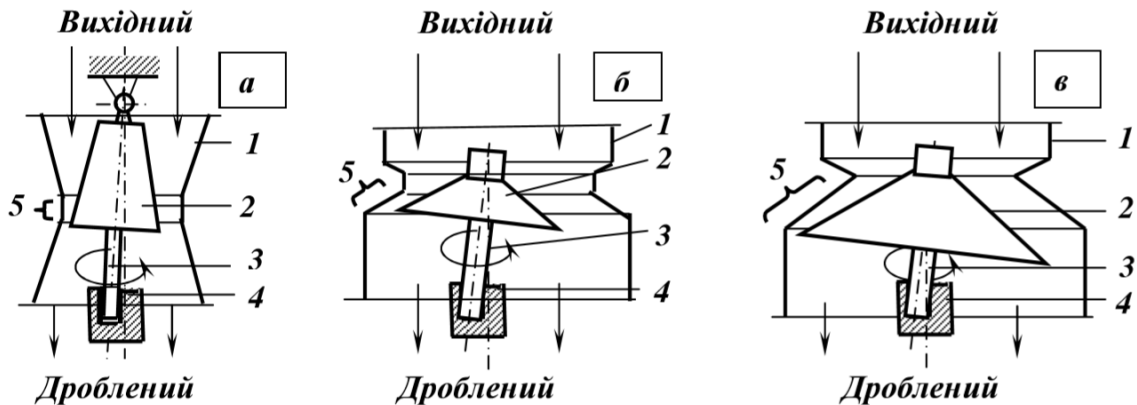


Рис. 1.4. Схеми конусних дробарок:

а - крупного дроблення; *б* - середнього дроблення; *в* - дрібного дроблення.

1 - конічна нерухома чаша; 2 - подрібнюючий конус; 3 - вал;

4 - ексцентриковий стакан; 5 - зона дроблення.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею 1 і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнюючим конусом 2, закріпленим на ексцентрично встановленому (завдяки стакану 4) валу 3. Принцип дії всіх конусних дробарок однаковий: наближення подрібнюючого конуса до чаші супроводжується дробленням грудок матеріалу, що надходить у дробарку зверху, а видалення - розвантаженням дробленого продукту, що виходить униз, під дробарку.

Конусні дробарки використовують для дроблення твердих і в'язких порід. Конусні дробарки крупного дроблення звичайно працюють при ступені дроблення до 4, середнього і дрібного - до 7.

Дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при заданій крупності дробленого продукту. Ширина приймального отвору дробарки повинна бути на 15 % більше розміру максимального зерна у вихідному матеріалі.

Продуктивність щокрових і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробильність (k_{dp}), насипну густину (k_δ) і крупність подрібнюваного матеріалу (k_d):

$$Q = Q_k k_{dp} k_\delta k_d, \text{ т/год}, \quad (1.34)$$

де Q_k - продуктивність дробарки за каталогом, т/год; k_{dp} , k_δ , k_d - поправочні коефіцієнти.

Валкові дробарки виготовляються з гладкими - ДГ і зубчатими валками - ДДЗ (рис. 1.5).

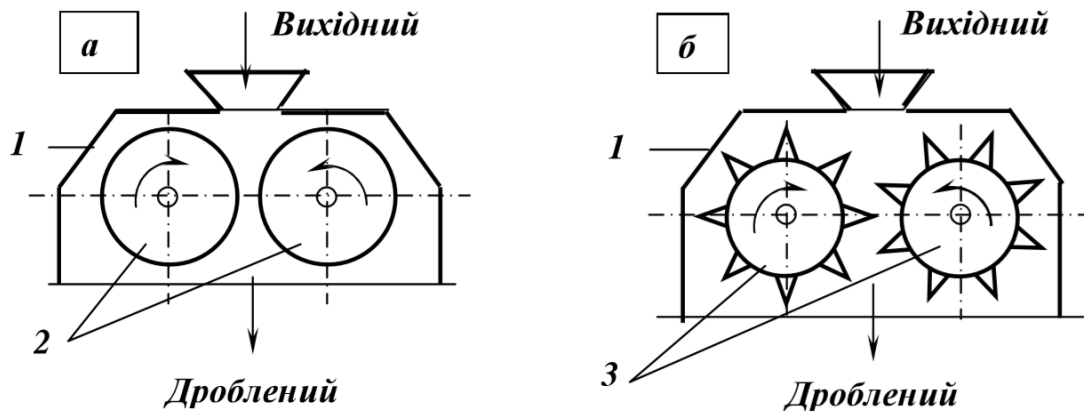


Рис. 1.5. Валкові дробарки:

а - з гладкими валками; *б* - з зубчатими валками.

1 - корпус; 2 - гладкі валки; 3 - зубчаті валки.

Принцип дії дробарок однаковий: вихідний матеріал подається зверху, зтягується валками 2 (3), що обертаються назустріч один одному, і при проходженні між ними дробиться.

Валкові дробарки з гладкими валками (рис. 1.5 *а*) працюють за принципом роздавлювання вихідного матеріалу при зтягуванні його в щілину між валками. Вони застосовуються для середнього і дрібного дроблення руд, коли недопустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

При виборі дробарок з гладкими валками треба дотримуватися умови захоплення валками шматка матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (15 \div 20) D_{max} , \quad (1.35)$$

де D_B - діаметр валків, мм; D_{max} - максимальний розмір грудок матеріалу, що дробиться, мм.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3-4.

Валкові дробарки з зубчатими валками (рис. 1.5 *б*) призначені для крупного і середнього дроблення м'яких і крихких порід (вугілля, антрацитів і сланців) при необхідності одержати грудковий дроблений продукт із невеликим вмістом дріб'язку.

Процес дроблення в дробарках із зубчатими валками відбувається за рахунок розколювання порід і здійснюється при меншому переподрібненні та витраті енергії, ніж у щоккових і конусних дробарках.

Зубчаті дробарки працюють при ступенях дроблення 4-6. Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення шматка матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (1,5 \div 3,5) D_{max} , \quad (1.36)$$

де D_B і D_{max} - діаметр валків і максимальний розмір грудок матеріалу, що дробиться, мм.

Продуктивність валкових дробарок визначається за формулою:

$$Q = n \pi D L s \delta k, \text{ т/год}, \quad (1.37)$$

де n - частота обертання валків, хв^{-1} ; D, L - діаметр і довжина валка, м; s - ширина щілини між валками, м; δ - густина матеріалу, що дробиться, т/м^3 ; k - коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

Валкові дробарки мають багато переваг: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий вміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і великі питомі витрати електроенергії.

Дробарки ударної дії (молоткові - М і роторні - ДРК і ДРС) використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. До переваг дробарок ударної дії слід віднести простоту конструкції, надійність, компактність, велику продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) та порівняно невеликі питомі витрати електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Дробарки ударної дії (рис. 1.6) виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і не- реверсивними роторами.

Основна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає в кріпленні бил - у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних - жорстко.

У молоткових дробарках (рис. 1.6 а) вихідний матеріал через завантажувальний отвір надходить у робочий простір, обмежений корпусом 1, який є захищеним броньовими плитами 2. У середині робочого простору на горизонтальному валу 3 обертається ротор 4 з молотками 5, закріпленими шарнірно. Молотки вдаряють по грудках і з силою відкидають їх до стінок корпусу на плити, де грудки додроблюються.

Таким чином, процес дроблення здійснюється в результаті ударів молотків по грудках матеріалу, ударів грудок матеріалу об броньові плити і роздавлювання та стирання матеріалу молотками на колосникових решітках. Дроблений продукт розвантажується через отвори колосникових решіток 6.

Принцип дії **роторних дробарок** аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі 4 билами 7. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються, і їх частини відкидаються на відбійні броньові плити 2 або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються

і знову відскакують на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

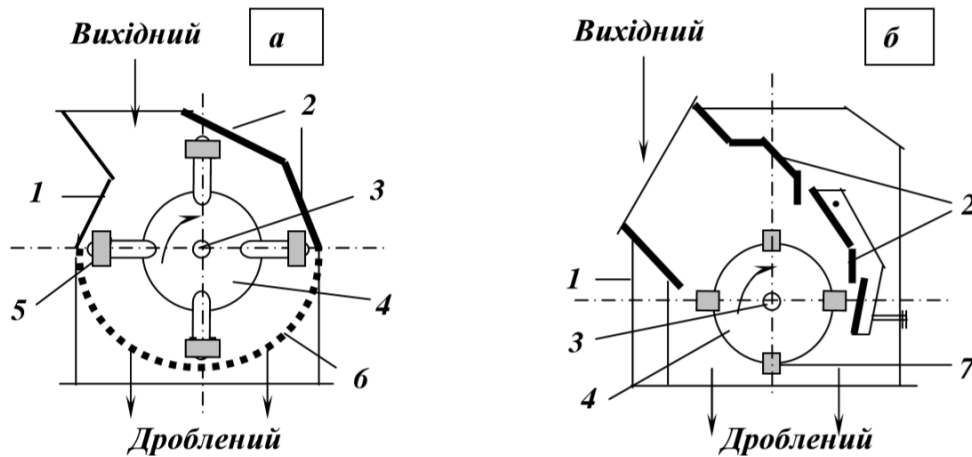


Рис. 1.6. - Дробарки ударної дії:

а - молоткова дробарка; **б** - роторна дробарка.

1 - корпус; 2 - броньові відбійні плити; 3 - вал; 4 - ротор; 5 - молотки;
6 - колосникова решітка; 7 - било.

Роторні дробарки випускають двох типів: ДРК - для крупного дроблення і ДРС - для середнього і дрібного. У роторних дробарок співвідношення між діаметром ротора (D_P) і максимальним розміром шматка в живленні (D_{max}) складає:

- для дробарок ДРК:

$$D_P = (1,7 \dots 2) D_{max} , \quad (1.38)$$

- для дробарок ДРС:

$$D_P = 3,3 D_{max} . \quad (1.39)$$

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{em} k_{dp} k_d , \quad (1.40)$$

де N - встановлена потужність електродвигуна, кВт; η - коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8-0,95$); e_{em} - ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; k_{dp} - поправочний коефіцієнт на дробильність руди; k_d - поправочний коефіцієнт на крупність руди.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менш піддані забиванню і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, вони також дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними та кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання

колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

Без колосникових решіток продуктивність дробарки підвищується, але при цьому в дробленому продукті з'являються зерна крупніші допустимих розмірів.

Млини

Розрізняють такі млини барабанні або гравітаційні (кульові, стержневі, роликові, самоподрібнення), відцентрові, вібраційні (інерційні, гіраційні); маятникові (вихрові, аеробильні, молоткові, пальцеві); струменеві, колоїдні та ін. Окрему групу млинів становлять стирачі лабораторні (напр., бігуни), у яких подрібнення здійснюється між двома стираючими поверхнями (дисками, циліндрами), в той час як в інших млинах процес протікає в об'ємі подрібнюваного матеріалу. За іншою класифікацією млини поділяють на барабанні (кульові, стержневі), трубні, конусні, самоподрібнення, роликові (ролико-кільцеві, кульово-кільцеві, котково-чашкові, котково-дискові), ударно- відцентрові (молоткові, дезинтегратори, дисмембратори), жорнові, вібраційні, струменеві тощо.

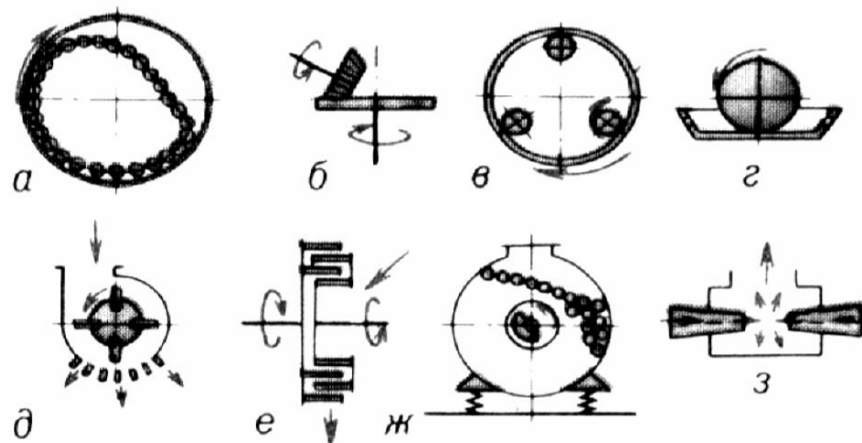


Рис. 1.7. Схеми основних типів млинів:

а - барабанного; б - роликового; в - кільцевого; г - бігуни; д - молоткового; е - пальцевого дезинтегратора; ж - вібраційного; з - струминного.

Як бачимо, молоткові дробарки іноді зараховують до млинів, що цілком зрозуміло виходячи з міркувань крупності одержуваного продукту, яка визначається розміром отворів решета апарата, який може бути 13,0; 6,0; 1,0 мм та ін.

Подрібнення мінеральної сировини на вугле- і рудозбагачувальних фабриках найчастіше здійснюється в барабанних млинах. Млини іншої конструкції застосовують у спеціальних випадках (наприклад, дезинтегратори - для тонкого помелу вугілля при приготуванні висококонцентрованих водовугільних суспензій (ВВВС), струминні млини - для надтонкого помелу рідкіснометалічних руд тощо).

Конструктивні типи барабанних млинів розрізняються за родом подрібнюючих тіл, формою барабана, способом подрібнення і способом розвантаження подрібненого продукту (рис. 1.8).

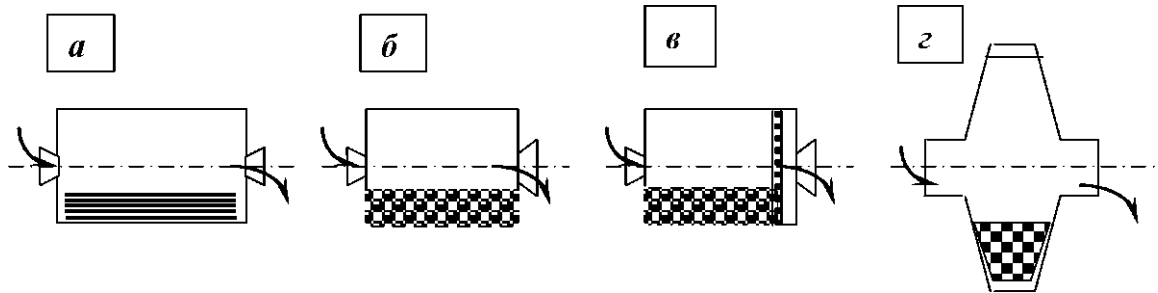


Рис. 1.8. Барабанні млини:

- a* — стержневий млин МСЦ; *б* - кульовий млин МШЦ;
в — кульовий МШР або рудногальковий МРГ млини;
г - млин мокрого самоподрібнення.

Якщо подрібнення *мокре*, то матеріал захоплюється зливним потоком води, а якщо *сухе* - повітряним потоком, що виникає при відсмоктування повітря з барабана.

У залежності від форми барабана розрізняють млини циліндро- конічні і циліндричні. Останні, в свою чергу, бувають трьох типів: короткі, довгі і трубні. Короткі – $l < D$; довгі – $l = (2-3) D$; трубні – $l > 3D$.

У залежності від виду подрібнюючого середовища розрізняють млини кульові, стержневі, галькові, рудногалькові і самоподрібнення. У кульових млинів подрібнююче середовище - сталеві або чавунні кулі діаметром $d = 15-125$ мм, у стержневих - сталеві стержні $d = 50-120$ мм); у галькових - обкатана кремнієва галька або руда; у млинів самоподрібнення - крупні шматки руди, яка подрібнюється.

У залежності від способу розвантаження подрібненого продукту розрізняють млини з центральним розвантаженням і розвантаженням через периферійні решітки. У перших млинів подрібнений продукт видаляється вільним зливом через порожнисту розвантажувальну цапфу, у інших - через периферійні решітки в розвантажувальному кінці млина.

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням - МСЦ (рис. 1.8 *a*), кульові млини з центральним розвантаженням - МШЦ (рис. 1.8 *б*), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки - МШР і МРГ (рис. 1.8 *в*), рудні млини мокрого самоподрібнення - ММС (рис. 1.8 *г*).

Барабанний млин (рис. 1.9) являє собою циліндричний барабан *1* з торцевими кришками *2* і пустотілими цапфами *3*. Вихідний матеріал завантажується через одну цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через іншу.

При обертанні барабана подрібнююче середовище (стержні, кулі, грудки руди або рудна галька) і матеріал, що подрібнюється, завдяки тертю піднімаються на певну висоту, а потім сповзають, скочуються або падають

униз. Подрібнення у млині відбувається за рахунок удару падаючого подрібнюючого середовища, роздавлювання і тертя між шарами.

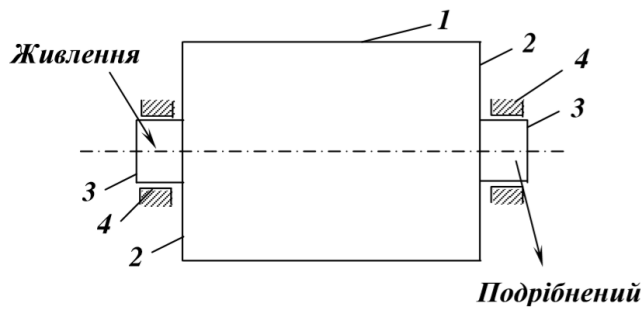


Рис. 1.9. Схема барабанного млина.

1 – циліндричний барабан;
2 – торцеві кришки;
3 – цапфи; 4 – підшипники.

Залежно від частоти обертання барабана млина розрізняють такі швидкісні режими руху молоткових тіл: каскадний, водоспадний і змішаний (рис. 1.9).

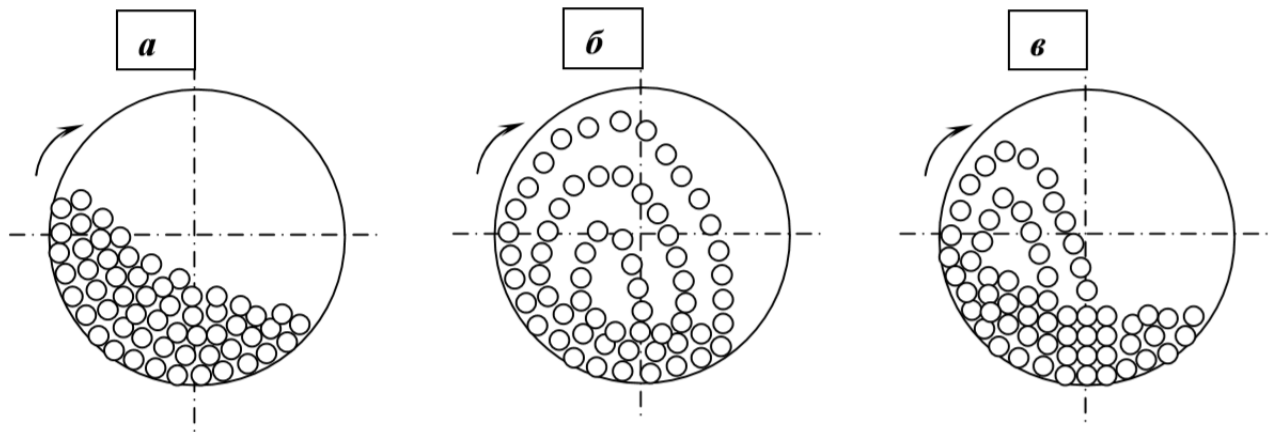


Рис.1.9. Режими роботи барабанних млинів:
а - каскадний; *б* - водоспадний; *в* - змішаний.

Частоту обертання барабана млина визначають у частках критичної частоти ($n_{кр}$), що визначається залежно від діаметра барабана (D):

$$n_{кр} = 42,3 D^{-0,5}, \text{ хв}^{-1} \quad (1.41)$$

Критичною називається така частота обертання барабана, при якій подрібнюючі тіла притискаються відцентровою силою до внутрішньої поверхні барабана і обертаються разом з барабаном, не відриваючись.

Каскадний режим (рис. 1.9 *а*) здійснюється при малій частоті обертання барабана (0,5-0,6 критичної) за допомогою перекочування і перешаровування (перетирання) подрібнюючих тіл без їх польоту. При сталому каскадному режимі подрібнююче середовище повертається на певний кут убік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнюючі тіла безупинно циркулюють у середині барабана, вони піднімаються по кругових траєкторіях на певну

висоту і потім скочуються «каскадом» рівнобіжними шарами вниз. Подрібнення матеріалу відбувається роздавлюванням і стиранням. Каскадний режим є найбільш сприятливим для стержневих млинів, тому що при водоспадному і змішаному режимі вільний політ стержнів може привести до їх перекосів і аварійної зупинки млина. Для кульових млинів каскадний режим застосовується при сухому подрібненні (при виробництві цементу, підготовці пиловугільного палива та ТЕС і т. п.).

При водоспадному режимі (рис. 1.9 б) частота обертання барабана складає не менше 0,76-0,88 критичної. У цьому випадку основна маса подрібнюючих тіл піднімається по кругових траєкторіях на велику висоту і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнюючих тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується при подрібненні більш крупного матеріалу (у першій стадії).

Змішаний режим (рис. 1.9 в) подрібнення характеризується поступовим переходом від суто каскадного до суто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнюючих тіл бере участь у вільному польоті, внутрішня - перекочується усередині барабана по замкнутих траєкторіях. Подрібнення здійснюється ударом, роздавлюванням і стиранням. Такий режим спостерігається при проміжних значеннях частоти обертання барабана (0,6 - 0,76 критичної). Змішаний режим має місце при подрібненні руд у кульових млинах.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні і змочуванністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5-6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення, коли подрібнений продукт першої стадії направляють у цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамітових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальною крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів більш рівномірний за крупністю, ніж у стержневих. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкнутому циклі з гідроциклонами. Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальною крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення в млинах цього типу одержують при живленні їх продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млини можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

Млини типу МШР мають велику питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але більш складні в конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки се-редньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які переробляють за багатостадійними схемами.

Млини рудного самоподрібнення і рудногалькові (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд. Суть процесу самоподрібнення - крупні шматки руди, подрібнюючись самі, в той же час руйнують більш дрібні шматки. Крупні шматки виконують роль подрібнюючого середовища, а дрібні - матеріалу, який подрібнюється. Розрізняють: *рудне самоподрібнення, рудне напівсамоподрібнення, рудногалькове самоподрібнення.*

Рудне самоподрібнення - дроблена руда крупністю 0-300 мм після крупного дроблення надходить у млини самоподрібнення (мокрі або сухі), що мають барабани великого діаметра (до 12 м) і короткі ($B:l = 3:1$). На виході руда має крупність до 0-6 мм.

Рудне напівсамоподрібнення - добавка у млин самоподрібнення сталевих куль великого діаметра (100-125 мм).

Рудногалькове подрібнення - руда крупністю 0-6 мм після рудного само-, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому млині подрібнюється в рудногалькових млинах типу МРГ. Рудна галька (40-100, 30-75 мм), що використовується як подрібнююче середовище, відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні.

Переваги самоподрібнення:

- виключаються стадії середнього і дрібного дроблення;
- економія помольних тіл (не застосовуються кулі і стержні);
- відсутнє забруднення подрібненого матеріалу металом;
- поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття і меншого шламоутворення.

Недоліки: менша питома продуктивність, вищі витрати енергії (у 1,3-1,4 рази), великі витрати на футеровку.

При переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозонебезпечних рудах.

При флотації молібденових руд використання млинів цього типу дає приріст показників у зв'язку з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

Живленням млинів мокрого самоподрібнення (ММС) є продукт дробарок крупного дроблення з розміром грудок до 400-500 мм. Подрібнений продукт залежно від крупності вихідного матеріалу, його фізичних властивостей і питомої продуктивності має крупність 0,2-25 мм.

Живленням рудногалькових млинів (МРГ), як правило, служить дроблений продукт млинів ММС. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5-0,1 мм і тоншу.

Продуктивність барабанних млинів розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять за питомою продуктивністю або за ефективністю подрібнення. При цьому враховують розходження в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина.

Продуктивність млинів по вихідній руді:

$$Q = q V / (\beta - \alpha), \text{ т/год}, \quad (1.42)$$

де V - номінальний об'єм барабана млина, м³; q - питома продуктивність млина по новоутвореному розрахунковому тонкому класу, т/год·м³; α і β - вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Методика розрахунку по питомому навантаженню використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнюючими тілами.

Розрахунок продуктивності млинів за ефективністю подрібнення використовується для млинів самоподрібнення. В цьому випадку продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = N \eta e / (\beta - \alpha), \text{ т/год}, \quad (1.43)$$

де N - установлена потужність електродвигуна млина, кВт; η - коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,85-0,90$); інші позначення наведено вище.

1.8 Закони подрібнення

Основою дроблення (розмір часток до 3 мм) й здрібнення (розмір часток менше 3 мм) є зниження витрат енергії на подолання внутрішніх сил зчеплення зерен при руйнуванні масиву.

Для зміни міжатомної відстані в структурних ґратах кристалічного твердого тіла й подолання сил зчеплення між кристалами потрібна робота деформації (стиснення, розтягання, зсуву або згинання). Величина цієї роботи пропорційна величині внутрішніх сил взаємного зчеплення часток гірської породи й визначається природою й структурою кристалів, а також

розміром мікро- і макротріщин. Подрібнення й здрібнення сировини після переходу нормальних і дотичних напружень, що виникають у матеріалі, за межу міцності, спочатку йде по тріщинах і найбільш слабких місцях, потім руйнується однорідна маса. Тому, чим дрібніший продукт, тим більший опір руйнуванню.

Енергія, що витрачається на дроблення (здрібнювання), поглинається пружними й пластичними деформаціями, перетворюється на поверхневу енергію знову отриманих здрібнених зерен і розсіюється в навколишньому середовищі у вигляді теплових і інших втрат.

Існує кілька законів дроблення, які характеризують залежність роботи, витраченої на дроблення (здрібнювання), від результатів останнього, тобто крупності кінцевого продукту.

Закон Ріттінгера (1867 р.) встановлює, що робота дроблення прямо пропорційна роботі, що витрачена на утворення нової поверхні:

$$A = K'_P \cdot \Delta S = K_P \cdot D^2,$$

де K_P — коефіцієнт пропорційності, Н·м/м²; ΔS — величина новоутвореної поверхні, м²; D — діаметр куска матеріалу, що дробиться, м.

Закон Ріттінгера задовільно співвідноситься з експериментальними даними здрібнювання корисних копалин (при значних ступенях здрібнювання й зростанні величини питомої поверхні здрібненого матеріалу).

Закон Кірпічова — Кика (1875 р.) виходить із відомого в опорі матеріалів закону подібності: що за деформацію геометрично подібних і фізично однакових тіл відповідають роботи, пропорційні роботі, що витрачена на утворення нових об'ємів тіл:

$$A = K_K V = K \cdot D^3,$$

де K_K — коефіцієнти пропорційності, Н·м/м³; V — об'єм куска, м³.

Даний закон дозволяє одержати погоджені з експериментом дані при дробленні великих кусків (малий ступінь дроблення), коли величиною енергії, витраченої на утворення нової поверхні дробленого матеріалу, можна знехтувати.

Закон Ребіндера (1941 р.) визначає, що повна робота дроблення дорівнює сумі робіт деформації й утворення нових поверхонь:

$$A = K_P \cdot D^2 + K_K \cdot D^3.$$

При подрібненні, коли ступінь подрібнення малий, можна знехтувати роботою утворення нових поверхонь внаслідок незначності її в порівнянні з роботою деформації. У цьому випадку з загального закону Ребіндера

отримується окремий закон - закон подрібнення Кірпічова, в якому прийнято, що робота подрібнення пропорційна об'ємові або вазі подрібнюваних тіл.

При подрібненні, коли ступінь подрібнення великий, можна знехтувати роботою деформації, тому що в цьому випадку вона мала в порівнянні з роботою утворення нових поверхонь, і з закону Ребіндера утвориться окремий закон подрібнення Ріттингера (робота подрібнення пропорційна розміру знову утворених поверхонь). Частіше зменшення розмірів кусків проводиться при середньому ступені подрібнення, а тому при визначенні роботи в законі Ребіндера необхідно враховувати як роботу деформації, так і роботу утворення нових поверхонь, тобто вважати роботу подрібнення пропорційною як об'єму, так і поверхні подрібнюваних тіл.

Якщо припустити, що робота подрібнення пропорційна середньому геометричному з об'єму і поверхні подрібнюваних тіл, то отримаємо окремий закон подрібнення Бонда.

Закон Бонда (1952 р.). Бонд (з огляду на закон Ребіндера) запропонував вважати роботу дроблення одного куса пропорційною середньому геометричному з його об'єму і поверхні:

$$A = K_B \sqrt{D^2 \cdot D^3} = K_B \cdot D^{2,5}$$

Варто відмітити, що наведені вище закони отримані для досить спрощених схем руйнування одиничного куса (зерна), без урахування теорії міцності, але не можна припускати, що складніші залежності витрати енергії від гранулометричного складу продуктів у процесах дроблення й здрібнювання можуть бути представлені в такій простій формі. Ці формули законів дроблення не можуть бути використані для кількісних розрахунків при визначенні абсолютного значення роботи дроблення, якщо невідомі коефіцієнти пропорційності. Їх використовують для порівняльної оцінки процесів дроблення, коли досить розрахувати відносні величини роботи, затраченої на дроблення.

Гіпотеза Кічігіна А.П. (1979 р.) урахує крім пружних і пластичних характеристик дефектність породного масиву:

$$\begin{aligned} A = A_{np} + A_{nl} - A_{def} = P_{\kappa} (1 - \kappa) + 0,5 P_0 \arcsin \kappa + \\ + 0,5 P_0 \cdot \kappa \sqrt{1 - \kappa^2} + \left(4 P_0 \cdot B^{-1} \right) \cdot \mu \cdot \theta \cdot \pi \cdot V_z (\Pi - 1) \cdot \\ \cdot L[(1 + \kappa)/(1 - \kappa)] - K_{def} \sqrt{2 E (\gamma_{np} + \gamma_{nl}) / \pi \cdot C} Z, \end{aligned}$$

де A_{np} - робота пружних сил; A_{nl} - робота пластичних сил при утворенні нових поверхонь; A_{def} - робота при наявності дефектів у породному масиві; P_{κ} - контактна міцність породного масиву; P_0 - максимальний пружний тиск; κ - координата руйнування; B - радіус зони руйнування; μ - динамічна в'язкість породного масиву; V_z - швидкість інструменту; θ - кут навантаження породного масиву; Π - коефіцієнт пластичності; K_{def} - коефіцієнт

дефектності; E – модуль Юнга масиву; γ_{np} і $\gamma_{пл}$ – питома енергія утворення нових поверхонь в результаті руйнування відповідно пружних і пластичних зв'язків; C – напівдовжина магістральної тріщини у породному масиві; Z – переміщення інструменту по осі Z .

Відомі чотири основних способи подрібнення: роздавлювання, розколювання, стирання, удар. На гірничо-збагачувальних фабриках дробарки працюють головним чином роздавлюванням і ударом при додаткових зтираючих і вигинаючих впливах на подрібнюваний матеріал.

Крупне, середнє і дрібне подрібнення проводиться сухим способом. Мокре подрібнення застосовують тільки в тому випадку, коли подрібнюваний матеріал містить глину, яку необхідно відмити одночасно з подрібненням. У деяких випадках воду подають у невеликій кількості з отворів у завалочну воронку дробарки крупного подрібнення для зволоження руди і зменшення пилоутворення.

Здрібнювання проводиться, як правило, із водою. Мокре здрібнювання більш продуктивне, здійснюється без пилоутворення і дозволяє легко транспортувати здрібнені продукти. Сухе здрібнювання застосовується в рідких випадках, коли не можна допускати контакти подрібнюваного матеріалу з водою та коли здрібнений продукт обробляється сухим, а також при самоздрібнюванні руд у млинах "Аерофол".

Контрольні питання

1. На скільки і які групи ділять основні властивості гірських порід ?
2. Визначіть поняття ступінь Подрібнення.
3. Якою математичною моделлю визначають закон Ріттінгера ?
4. Якою математичною моделлю визначають закон Кирпичова — Кика?
5. Якою математичною моделлю визначають закон Ребіндера ?
6. Якою математичною моделлю визначають закон Бонда ?
7. Назвіть основні типи машин для подрібнення.
8. Розшифруйте марки щокрових дробарок.
9. Розшифруйте марки конусних дробарок.
10. Визначіть коефіцієнт завантаження дробарок.

РОЗДІЛ 2. МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ ТА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

2.1. Класифікація корисних копалин, продуктів і процесів збагачення

Корисними копалинами називаються природні мінеральні речовини, які за сучасного рівня розвитку техніки можуть з достатньою ефективністю використовуватись у господарстві безпосередньо або після попередньої обробки.

За умовами утворення розрізняють корисні копалини *ендогенні*, *екзогенні* та *метаморфогенні*. Крім того, за умовами утворення розрізняють корисні копалини *органічного* і *неорганічного* походження.

За фізичним станом є *тверді*, *рідкі* й *газоподібні* корисні копалини.

За умовами залягання - *пластові*, *жильні* та ін.

За промисловим використанням виділяють такі групи корисних копалин: *металічні (рудні)*, *неметалічні (нерудні)*, *горючі (паливні)* й *гідромінеральні*.

За своїм значенням корисні копалини поділяються на *загальнодержавного* і *місцевого* значення. В Україні віднесення корисних копалин до загальнодержавного та місцевого значення здійснюється Кабінетом Міністрів України за поданням Державного комітету України з геології і використання надр.

Ендогенні корисні копалини - речовини, які утворилися в надрах землі внаслідок кристалізації, затвердіння магми та діяльності магматичних розчинів. До них належать:

- *магматичні* - мінеральні асоціації, що утворилися внаслідок кристалізації та (або) затвердіння магми як на глибині, всередині земної кори, так і на поверхні після виверження; у залежності від цього виділяють два головних класи магматичних корисних копалин - *інтрузивні (глибинні)* та *ефузивні (виливні)*;

- *пегматитові* - крупнокристалічні мінеральні комплекси, що утворилися внаслідок кристалізації залишкового магматичного розплаву і залягають у вигляді лінз, жил, штоків та гнізд;

- *карбонатитові* - карбонатні або силікатно-карбонатні гірські породи; представлені жилами та масами неправильної форми з кальциту, доломіту і інших карбонатів, що містять рудні мінерали, просторово і генетично асоційовані з глибинними (інтрузивними) утвореннями;

- *гідротермальні* - речовини, які утворюються з гарячих водних (гідротермальних) розчинів, що циркулюють у надрах землі.

Екзогенні корисні копалини - речовини, які утворилися на поверхні землі або у верхній частині земної кори під впливом процесів вивітрювання -

фізичного, хімічного, біогенного руйнування, наприклад, при дії потоків води й живих організмів.

Екзогенні корисні копалини утворюються, зокрема, на дні боліт, озер, рік, морів і океанів. Вони формуються в результаті механічного і біохімічного перетворення та диференціації мінеральних речовин ендегенного походження. Розрізняють чотири генетичні групи цих копалин: залишкові, інфільтраційні, розсипні і осадові.

- Залишкові формуються внаслідок винесення розчинних мінеральних сполук із зони вивітрювання і накопичення важкорозчинного мінерального залишку, що утворює руди заліза, нікелю, марганцю, алюмінію.

- Інфільтраційні виникають при осадженні з підземних вод поверхневого походження розчинених в них мінеральних речовин з утворенням покладів руд урану, міді, срібла, золота, самородної сірки.

- Розсипні утворюються при накопиченні в пухких відкладах на дні рік і морського узбережжя важких цінних мінералів, до числа яких належать золото, платина, мінерали титану, вольфрам, олова.

- Осадові утворюються в процесі осадонакопичення на дні морів і континентальних водоймищ, що формує поклади вугілля, горючих сланців, нафти, горючого газу, солей, фосфоритів, руд заліза, марганцю, бокситів, урану, міді, а також будівельних матеріалів (гравій, пісок, глина, вапняк, цементна сировина).

Метаморфогенні корисні копалини - екзогенні та (або) ендегенні корисні копалини, структура і текстура яких суттєво змінена під дією температури, тиску, глибинних розчинів та інших факторів у надрах землі. Метаморфізм звичайно відбувається при зміні температури в діапазоні 300-1100°C і тискові в діапазоні 1-6000 атм. Зміни включають перекристалізацію, мінералогічні і хімічні перетворення гірських порід.

До корисних копалин *органічного* походження належать речовини всіх трьох агрегатних станів: газоподібні (природний газ), рідкі (нафта) і тверді (кам'яне вугілля, сланці, торф). До *неорганічних* належать тверді копалини трьох видів: нерудна мінеральна сировина, що містить неметалічні породи (азбест, графіт, граніт, гіпс, вапняк, кам'яна сіль, кварц, мармур, сірка, слюда тощо); агрономічні руди (апатитові, фосфоритові); руди чорних, кольорових, благородних і рідкісних металів.

Руди поділяються на металічні і неметалічні. До металічних належать руди, що є сировиною для одержання чорних, кольорових, рідкісних, дорогоцінних і інших металів (залізні, мідні, уранові та інші). До неметалічних належать руди, що є сировиною для хімічної, харчової та іншої промисловості (азбестові, графітові, фосфоритові тощо).

Нерудні корисні копалини - ті, які не містять металів і є сировиною для виробництва будівельних матеріалів (глина, пісок, гравій, вапняк і ін.).

Горючі корисні копалини представлені вугіллям, торфом, горючими сланцями, нафтою, природним газом, кристалогідратами.

Корисні копалини складаються з *мінералів* - природних хімічних сполук або самородних елементів, приблизно однорідних за хімічним складом і фізичними властивостями. В широкому розумінні до мінералів зараховують газоподібні речовини (природний газ), рідини (нафту, ртуть, мінеральну воду) та тверді мінерали. Кількісно переважають тверді мінерали. У природі мінерали поширені у вигляді кристалів або зерен, з яких складаються моно- або полімінеральні агрегати. Нараховують від 2000 до 3000 основних різновидів мінералів (Фрей К.), всього - до 14000 (за Лазаренком Є.К та Винаром О.М.). У земній корі найпоширеніші мінерали класу силікатів та класу оксидів і гідроксидів.

Україна, яка займає 0,4% земної суші, де проживає тільки 0,8% населення планети, має у своїх надрах 5% мінерального потенціалу світу.

Продукти збагачення. У результаті збагачення корисна копалина розділяється на кілька продуктів: концентрат (один або декілька) і відходи. Крім того, у процесі збагачення можуть бути отримані проміжні продукти.

Концентрати - продукти збагачення, у яких зосереджена основна кількість цінного компонента. Концентрати в порівнянні зі збагачуваним матеріалом характеризуються значно вищим вмістом корисних компонентів і більш низьким вмістом пустої (порожньої) породи та шкідливих домішок.

Відходи - продукти збагачення, у яких зосереджена основна кількість порожньої породи, шкідливих домішок і невелика (залишкова) кількість корисних компонентів.

Проміжні продукти (промпродукти) - це механічна суміш зростків з розкритими зернами корисних компонентів і порожньої породи. Промпродукти характеризуються нижчим у порівнянні з концентратами і вищим у порівнянні з відходами вмістом корисних компонентів.

Якість корисних копалин і продуктів збагачення визначається вмістом цінного компонента, домішок, супутніх елементів, а також вологістю і крупністю.

Корисним компонентом називають хімічний елемент або природну сполуку (мінерал), для одержання яких добувається корисна копалина (напр., *Fe* у залізних рудах, *Si* у мідних рудах). Розрізняють основні і супутні (попутні) корисні компоненти.

Основні корисні компоненти - це складові частини корисної копалини, самотійне вилучення (добування) яких економічно доцільне.

Попутні корисні компоненти - складові частини корисної копалини, вилучення яких економічно доцільне лише спільно з основним корисним компонентом. При наявності двох або більше основних корисних компонентів корисна копалина характеризується як комплексна (наприклад, мідно-молібденові, мідно-свинцево-цинкові руди). Попутні корисні компоненти при збагаченні виділяють або в самотійний продукт, або в колективний продукт з основним корисним компонентом. З колективного продукту попутні корисні компоненти вилучають у процесі металургійної або хімічної переробки.

Домішками при збагаченні називають сторонні хімічні елементи або природні сполуки, що містяться в корисній копалині у невеликих кількостях. Домішки можуть бути корисними, нейтральними і шкідливими; корисні поліпшують якість цінного компонента, а шкідливі - погіршують (напр., V, W, Mn, Cr - корисні домішки в залізних рудах, а S, P - шкідливі); нейтральні домішки є індиферентними баластами.

Мінерали, що не містять корисних компонентів у значущих кількостях, називають *порожньою (пустою) породою*. При збагаченні вони разом зі шкідливими домішками видаляються у відходи і направляються у відвал. Поняття "пуста порода" - відносно умовне. По мірі розвитку техніки і технології переробки корисних копалин мінерали пустої породи стають корисними.

У сучасній промисловості широко впроваджуються безвідходні технології, що передбачають повне використання мінералів пустої породи (кварцового піску, глинистих включень, гранітів, польових шпатів тощо) для потреб будівельної, скляної, керамічної та інших галузей промисловості.

2.2. Технологічні показники збагачення

Результати збагачення корисної копалини характеризуються якісно-кількісними показниками, основні з них такі: вихід продукту, вміст компонента, вилучення, ступінь скорочення, ступінь концентрації.

Вихід продукту – показник, що визначає, яку частину маси корисної копалини, що переробляється, складає той чи інший продукт збагачення. Вихід продукту збагачення виражають у відсотках, рідше в частках одиниці:

$$\gamma = 100 Q_{np} / Q_{вих}, \% \quad (2.1)$$

де Q_{np} і $Q_{вих}$ – маси продукту і вихідного матеріалу.

Сумарний вихід усіх продуктів збагачення повинен відповідати виходу вихідної збагачуваної корисної копалини, що приймається за 100 %. Якщо при збагаченні одержують два кінцевих продукти – концентрат з виходом γ_k і відходи з виходом $\gamma_{відх}$, то ця умова записується таким рівнянням, що виражає баланс виходів продуктів збагачення:

$$\gamma_k + \gamma_{відх} = 100\%. \quad (2.2)$$

Вміст компонента – показник, що характеризує частку компонента (корисного, шкідливого, нейтрального) в корисній копалині або продукті збагачення. Вміст компонентів у корисній копалині α і у продуктах збагачення β виражають у відсотках, іноді в частках одиниці. Іноді вміст компонента у відходах позначають θ . Вміст дорогоцінних металів у рудах і

продуктах збагачення як правило виражають як відношення маси металу до маси руди – г/т.

Сумарна кількість будь-якого компонента, що міститься в кінцевих продуктах збагачення, повинна відповідати кількості цього компонента у вихідній корисній копалині. Якщо при збагаченні отримані два кінцевих продукти – концентрат і відходи, то ця умова запишеться рівністю:

$$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_v \cdot \beta_v = 100 \cdot \alpha. \quad (2.3)$$

Якщо при збагаченні отримані три кінцевих продукти – концентрат, відходи і промпродукт, то рівняння набуває вигляду:

$$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_v \cdot \beta_v + \gamma_{nn} \cdot \beta_{nn} = 100 \cdot \alpha. \quad (2.4)$$

Рівності (1.2), (1.3) і (1.4) називаються рівняннями балансу продуктів збагачення. Вилучення ε – показник, що визначає, яка частина маси цінного компонента, що міститься в початковій сировині, перейшла до концентрату або іншого продукту збагачення. Вилучення виражається у відсотках, рідше в частках одиниці і обчислюється як відношення маси компонента в і-тім продукті до його маси в збагачуваній корисній копалині:

$$\varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\alpha}, \quad (2.5)$$

При двох продуктах збагачення - концентраті і відходах - вилучення корисного компонента до концентрату (ε_k) і у відходи (ε_v) отримуємо з виразів:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} \quad \varepsilon_v = \frac{\gamma_v \cdot \beta_v}{\alpha}$$

Сумарне вилучення $\sum \varepsilon_i$ одного (даного) компонента в усі кінцеві продукти збагачення складає 100 %, тобто: $\varepsilon_k + \varepsilon_v = 100\%$; $\varepsilon_k + \varepsilon_v + \varepsilon_{nn} = 100\%$.

Ступінь скорочення k_c – величина, що показує у скільки разів вихід отриманого концентрату γ_k менший від кількості переробленої корисної копалини:

$$k_c = 100 / \gamma_k \quad (2.6)$$

Ступінь скорочення показує, яку кількість тонн корисної копалини необхідно переробити для одержання 1 т концентрату.

Ступінь концентрації (ступінь збагачення) k_k – величина, що показує, у скільки разів збільшився вміст компонента в концентраті в порівнянні з його вмістом у збагачуваній корисній копалині:

$$k_k = \beta_k / \alpha \quad (2.7)$$

Якісно-кількісні показники збагачення характеризують технічну досконалість технологічного процесу фабрики. Чим вищий вміст корисного компонента в концентраті і його вилучення, чим більші показники ступеня збагачення і ступені скорочення, тим вища ефективність збагачення корисної копалини. Якість продуктів збагачення в окремих випадках характеризують не тільки вмістом корисних компонентів і наявністю шкідливих домішок, але і вмістом зерен різного розміру – гранулометричним складом. Якість кінцевих продуктів збагачення, одержуваних на збагачувальних фабриках, повинна відповідати вимогам, які висувають споживачі продукції. Вимоги до якості концентратів називаються кондиціями і регламентуються державними стандартами (ДСТУ) або технічними умовами (ТУ), вони розробляються з урахуванням технології і економіки переробки даної сировини та її властивостей, а також з урахуванням реальних можливостей технології збагачення. Кондиціями встановлюються середній і мінімально або максимально допустимий вміст різних компонентів корисної копалини в кінцевих продуктах збагачення. Якщо якість продуктів відповідає кондиціям, продукти називаються кондиційними.

2.3. Класифікація процесів збагачення і схеми переробки корисних копалин

Переробка корисних копалин на збагачувальних фабриках включає ряд послідовних операцій, у результаті яких досягається відділення корисних компонентів від домішок. За своїм призначенням процеси переробки корисних копалин розділяють на підготовчі, основні (збагачувальні) і допоміжні (заклучні). Підготовчі процеси призначені для розкриття або відкриття зерен корисних компонентів (мінералів), що входять до складу корисної копалини, і поділу її на класи крупності, що задовольняють технологічні вимоги наступних процесів збагачення. До підготовчих відносять процеси дроблення, подрібнення, грохочення і класифікації.

Дроблення і подрібнення – технологічна операція та процес руйнування і зменшення розмірів грудок мінеральної сировини (корисної копалини) під дією зовнішніх механічних, теплових, електричних сил, направлених на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частинки твердого тіла. Дроблення і подрібнення за фізикою процесу не мають між собою принципових відмінностей. Умовно прийнято вважати, що при дробленні одержують продукти крупніші 5 мм, а при подрібненні – дрібніші 5 мм. Розмір максимальних зерен, до якого необхідно роздробити або подрібнити корисну копалину при її підготовці до збагачення, залежить від розміру включень основних компонентів, що входять до складу корисної копалини, і від технічних можливостей обладнання, на якому передбачена

наступна переробка дробленого (подрібненого) продукту. Розкриття зерен корисних компонентів – дроблення або (та) подрібнення зростків до повного вивільнення зерен корисного компонента та одержання механічної суміші зерен корисного компонента і пустої породи (міксту). Відкриття зерен корисних компонентів – дроблення або (та) подрібнення зростків до вивільнення частини поверхні корисного компонента, що забезпечує доступ до нього реагенту.

Грохочення і класифікація застосовуються з метою розділення корисної копалини на продукти різної крупності – класи крупності. Грохочення здійснюється розсіванням корисної копалини на решетах і ситах з каліброваними отворами на дрібний (підрешітний) продукт і крупний (надрешітний). Грохочення застосовується для розділення корисних копалин за крупністю на просівних (просіюючих) поверхнях, з розмірами отворів від часток міліметра до декількох сотень міліметрів. Класифікація матеріалу за крупністю здійснюється у водному або повітряному середовищі і базується на використанні розбіжності у швидкостях осадження частинок різної крупності. Великі частинки осаджуються швидше і концентруються в нижній частині класифікатора, дрібні частинки осаджуються повільніше і виносяться з апарата водним або повітряним потоком. Одержувані при класифікації крупні продукти називаються пісками, а дрібні – зливом (при гідравлічній класифікації) або тонким продуктом (при пневмокласифікації). Класифікація застосовується для розділення дрібних і тонких продуктів по зерну розміром не більше 1 мм.

Основні (збагачувальні) процеси призначені для розділення вихідної мінеральної сировини з розкритими або відкритими зернами корисного компонента на відповідні продукти. У результаті основних процесів корисні компоненти виділяють у вигляді концентратів, а породні мінерали видаляють у вигляді відходів, які направляють у відвал.

У процесах збагачення використовують відмінності мінералів корисного компонента і пустої породи у густині, магнітній сприйнятливості, змочуваності, електропровідності, крупності, формі зерен, хімічних властивостях і ін. Відмінності в густині мінеральних зерен використовуються при збагаченні корисних копалин гравітаційним методом. Його широко застосовують при збагаченні вугілля, руд і нерудної сировини.

Магнітне збагачення корисних копалин ґрунтується на неоднаковому впливі магнітного поля на мінеральні частинки з різною магнітною сприйнятливістю і коерцитивною силою. Магнітним способом, використовуючи магнітні сепаратори, збагачують залізні, марганцеві, титанові, вольфрамові та інші руди. Крім того, виділяють залізисті домішки із графітових, талькових і інших корисних копалин, застосовують для регенерації магнетитових суспензій.

Відмінності в змочуваності компонентів водою використовуються при збагаченні корисних копалин флотаційним методом. Особливістю флотаційного методу є можливість штучного регулювання змочуваності і

розділення дуже тонких мінеральних зерен. Завдяки цим особливостям флотаційний метод є одним з найбільш універсальних, він застосовується для збагачення різноманітних тонковкраплених корисних копалин.

Розходження в змочуваності компонентів використовується також в ряді спеціальних процесів збагачення гідрофобних корисних копалин – масляній агломерації, масляній грануляції, полімерній (латексній) і масляній флокуляції тощо.

Корисні копалини, компоненти яких мають відмінності щодо електропровідності або мають здатність під дією тих чи інших факторів здобувати різні за величиною і знаком електричні заряди, можуть збагачуватися методом електричної сепарації. До таких корисних копалин належать апатитові, вольфрамові, олов'яні й інші руди.

Збагачення по крупності використовується в тих випадках, коли корисні компоненти представлені більш крупними або, навпаки, більш дрібними зернами в порівнянні з зернами порожньої породи. У розсипах корисні компоненти знаходяться у вигляді дрібних частинок, тому виділення крупних класів дозволяє позбутися значної частини породних домішок. Розходження у формі зерен і коефіцієнті тертя дозволяє відокремити плоскі лускаті частинки слюди або волокнисті агрегати азбесту від частинок породи, що мають округлу форму. При русі по похилій площині плоскі і волокнисті частинки ковзають, а округлі зерна скочуються вниз. Коефіцієнт тертя кочення завжди менший від коефіцієнта тертя ковзання, тому плоскі і округлі частинки рухаються по похилій площині з різною швидкістю і за різними траєкторіями, що створює умови для їхнього розділення.

Розходження в оптичних властивостях компонентів використовуються при збагаченні корисних копалин методом фотометричної сепарації. Цим методом здійснюється механічна рудорозбірка зерен, що мають різний колір і блиск (напр., зерен алмазів від зерен порожньої породи).

Відмінності в адгезійних і сорбційних властивостях мінералів корисної компоненти і пустої породи лежить в основі адгезійного і сорбційного збагачення золота та адгезійного збагачення алмазів (методи належать до спеціальних). Різні властивості компонентів корисної копалини взаємодіяти з хімічними реагентами, бактеріями та (або) їх метаболітами обумовлює принцип дії хімічного та бактеріального вилюговування ряду корисних копалин (золото, мідь, нікель тощо).

Різна розчинність мінералів лежить в основі сучасних комплексних (суміщених) процесів типу “видобування-збагачення” (свердловинне розчинення солей з подальшим випарюванням розчину). Застосування того чи іншого методу збагачення залежить від мінерального складу корисних копалин, фізичних та хімічних властивостей компонентів, які розділяють.

Заклучні операції в схемах переробки корисних копалин призначені, як правило, для зниження їхньої вологості до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики. Основні процеси – згущення пульпи, зневоднення і сушка продуктів збагачення. Вибір методу

зневоднення залежить від характеристики матеріалу, що зневоднюється (початкової вологості, гранулометричного і мінералогічного складів) і вимог до кінцевої вологості. Часто необхідної кінцевої вологості важко досягти за одну стадію, тому на практиці для деяких продуктів збагачення використовують операції зневоднення різними методами в декілька стадій. Для зневоднення продуктів збагачення використовують методи дренування (грохоти, елеватори), центрифугування (фільтруючі, відсаджувальні і комбіновані центрифуги), згущення (згущувачі, гідроциклони), фільтрування (вакуум-фільтри, фільтр-преси) і термічного сушіння. Крім технологічних процесів, для нормального функціонування збагачувальної фабрики повинні бути передбачені процеси виробничого обслуговування: внутрішньоцеховий транспорт корисної копалини і продуктів її переробки, постачання фабрики водою, електроенергією, теплом, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

2.4. Гідравлічна класифікація

Загальні відомості про процес. Гідравлічною класифікацією називається процес розділення суміші мінеральних зерен у рідині на класи крупності за швидкістю їхнього осідання. Розділення матеріалу протікає головним чином у стиснених умовах при турбулентному режимі течії гідросуміші.

Класифікації піддають руди крупністю до 6 мм і вугілля крупністю до 13 мм. При гідравлічній класифікації розділення суміші на класи відбувається за рівнопаданням. Цей процес можливий лише при розділенні сумішей, зерна яких досить однорідні за густиною і формою. У тому випадку, якщо компоненти суміші значно розрізняються за густиною і формою зерен, то при класифікації відбувається до деякої міри і гравітаційне збагачення. Принцип процесу гідравлічної класифікації заснований на зміні траєкторії руху зерен матеріалу під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

У результаті класифікації одержують звичайно два продукти. Продукт, що містить тонкі зерна, крупність яких не перевищує граничної, називається *зливом*. Крупний продукт, розмір зерен якого перевищує розмір граничного зерна, називається *пісками*. Розмір зерна, по якому відбувається розділення матеріалу за крупністю, називається граничним. Під *граничною крупністю* розуміють крупність частинок, що виділяються в продукти у рівних кількостях (по 50 %). Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю понад 40 мкм, а знешламливання - по зерну розміром - 10-70 мкм.

Гідравлічна класифікація є *підготовчим, допоміжним і рідше самостійним (збагачувальним)* процесом.

Як *підготовчу* операцію гідравлічну класифікацію застосовують на гравітаційних збагачувальних фабриках перед концентрацією на столах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах і інших апаратах.

Як *допоміжна* операція гідравлічна класифікація застосовується для виділення недостатньо подрібненої частини матеріалу (пісків) на збагачувальних фабриках, що використовують процес подрібнення.

Значно рідше при переробці багатих руд (наприклад, залізних, марганцевих) класифікація має *самостійне* значення. Виділення з цих руд глинистих часток дозволяє одержати товарні продукти.

На збагачувальних фабриках гідравлічну класифікацію використовують для замикання циклу подрібнення, знешламлювання продуктів, поділу вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів.

Закономірності руху тіл у середовищах. Основним критерієм оцінки параметрів руху частинки при гравітаційних процесах (гідравлічна класифікація, відсадка, важкосередовищна і гвинтова сепарація, згущення та ін.) служить швидкість її переміщення в середовищі. Якщо швидкість руху тіла щодо середовища невелика, відбувається безвідривне обтікання частинки потоком рідини, опір руху тіла обумовлено в основному силами тертя. Зі збільшенням швидкості руху обтікання тіла відбувається з вихроутворенням, що стає тим інтенсивніше, чим більша швидкість обтікання і шорсткість тіла. У цьому випадку переважає інерційний опір. Опір тертя переважає при ламінарних режимах руху, інерційний - при турбулентних.

Вивчення закономірностей руху тіл у середовищах здійснюється з урахуванням вільних і стислих умов. Результати вивчення закономірностей руху частинок у рідинах, суспензіях і газах використовуються при розробці теорії гравітаційних процесів, розрахунку апаратів гравітаційного розділення.

Закономірності вільного руху тіл у середовищах. Вільним називається падіння одиничних ізольованих одна від одної частинок у необмеженому об'ємі середовища.

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

- гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н} \quad (2.8)$$

де d – еквівалентний діаметр кулі рівновеликої за об'ємом реальному тілу, м;
 δ – густина тіла, кг/м^3 ; Δ – густина середовища, кг/м^3 ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ;

- гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \quad (2.9)$$

де ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища тілу, що рухається; V – швидкість тіла в середовищі, м/с.

Сила опору середовища тілу, що рухається в ній, залежить від режиму руху – ламінарного або турбулентного. Режим руху характеризується безрозмірним параметром – числом Рейнольдса:

$$Re = Vd\Delta / \mu. \quad (2.10)$$

Ламінарний режим обтікання відбувається при невеликих швидкостях руху ($Re < 1$) частинок малої крупності ($d < 0,1$ мм). При ламінарному обтіканні елементарні шари середовища плавно сходять за тіло і не утворюють вихрів. У цьому випадку сила в'язкісного опору середовища обумовлюється силами тертя, що виникають у ній унаслідок різниці швидкостей руху окремих елементарних шарів, і описується законом Стокса:

$$F_2 = 3\pi\mu Vd. \quad (2.11)$$

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (2.10) як:

$$\mu = Vd\Delta / Re, \quad (2.12)$$

то вираз (2.11) можна перетворити в такий спосіб:

$$F_2 = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re. \quad (2.12)$$

Турбулентний режим обтікання характерний для високих швидкостей руху ($Re > 1000$) великих частинок ($d > 2$ мм). Турбулентне обтікання супроводжується утворенням вихрів за тілом, що рухається. Вихроутворення тим інтенсивніше, чим складніша конфігурація тіла і чим більша шорсткість його поверхні та швидкість обтікання. У результаті вихроутворення за тілом, що рухається, утворюється простір зі зниженим тиском. Різниця тисків визначає динамічний або інерційний опір середовища тілу, що рухається, який описується законом Ньютона-Ріттінгера:

$$F_2^* = 3\pi V^2 d^2 \Delta / 16. \quad (2.13)$$

Закони Стокса і Ньютона-Ріттінгера кожний окремо не відбивають повної картини опору середовища тілу, що рухається. Тіло випробує одночасно вплив двох опорів, але в різному ступені. При параметрах Рейнольдса $Re < 1$ переважає дія сил в'язкості, при параметрах Рейнольдса $Re > 1000$ – сил інерції.

Для проміжної області значень параметра Рейнольдса $1 \leq Re \leq 1000$, що відповідають швидкостям руху частинок крупністю $0,1 \leq d \leq 2$ мм, Аллен запропонував визначати опір тілу за формулою:

$$F_z^* = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8\sqrt{Re}). \quad (2.14)$$

Формули (2.12) - (2.14) показують, що опір середовища тілу залежить від густини середовища, швидкості руху і крупності тіла. При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху набуває значення:

$\psi = \pi / 16$ – рух у турбулентному діапазоні;

$\psi = 5\pi / (8 \sqrt{Re})$ – рух у проміжному діапазоні;

$\psi = 3\pi / Re$ – рух у ламінарному діапазоні.

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма залежності коефіцієнта опору від параметра Рейнольдса $\psi = f(Re)$ для різних режимів руху сферичних тіл у воді, повітрі, важких рідинах і т.п. (рис. 2.1). Плавний вигляд кривої вказує на поступовий перехід від ламінарного режиму до турбулентного при зміні параметра Рейнольдса.

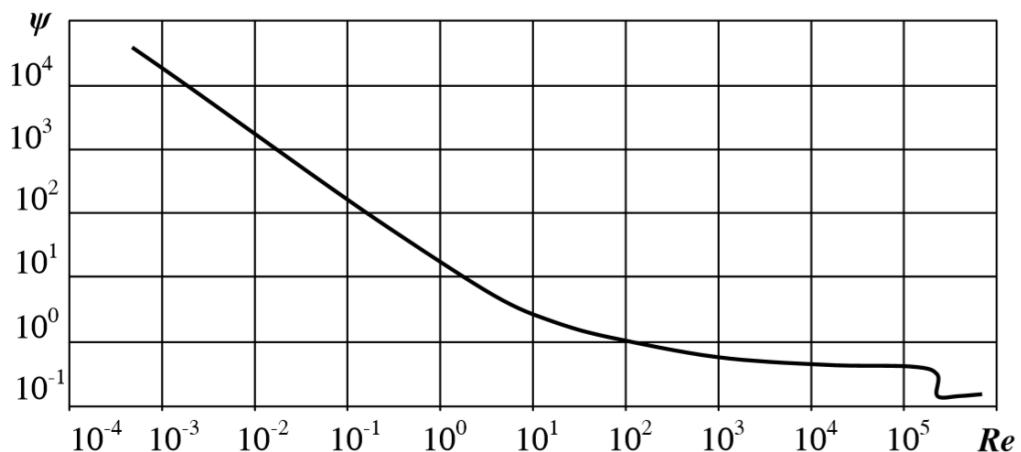


Рис. 2.1. Залежність коефіцієнта ψ від параметра Re .

Для практичних цілей застосувати діаграму Релея досить складно, і, крім того, визначення, виконані з її використанням, не виключають похибок, як і при будь-якому іншому графічному методі.

Запропоновано багато рівнянь для опису різних ділянок кривої $\psi = f(Re)$. Наприклад, для вільних умов падіння тіл і чисел $Re < 6000$ В.А.Олевським запропоноване рівняння:

$$\psi = 3\pi / Re + (3/Re)^{0.5} + 1/8. \quad (2.15)$$

При значеннях чисел $Re > 6000$ рівняння (2.15) дає занижені значення коефіцієнта опору ψ .

Аналітичне вираження для визначення швидкості руху тіла в середовищі може бути отримане з диференціального рівняння руху кулі:

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \quad (2.16)$$

При $m = \pi d^3 \delta / 6$ для прискорення падаючого в середовищі тіла маємо:

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \quad \text{м/с}^2. \quad (2.17)$$

У перший момент часу тіло рухається в середовищі прискорено, тому що його сила ваги перевищує силу опору середовища. Цей момент часу малий і вимірюється частками секунди:

$$t_0 = 2,5 V_0 / g_0, \quad \text{с}, \quad (2.18)$$

де t_0 – час досягнення кінцевої швидкості руху, с; V_0 – кінцева швидкість руху тіла, м/с; g_0 – початкове прискорення, м/с²:

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \quad \text{м/с}^2. \quad (2.19)$$

За час t_0 тіло проходить шлях L_0 :

$$L_0 = 1,8 V_0^2 / g_0, \quad \text{м}. \quad (2.20)$$

Після закінчення проміжку часу t_0 настає рівновага сил, і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = \text{const}$, що називається кінцевою швидкістю вільного падіння. Прискорення тіла при $V_0 = \text{const}$ дорівнює нулю. З рівняння (2.17) кінцева швидкість падіння тіла в середовищі буде:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6\psi \Delta}}, \quad \text{м/с}. \quad (2.21)$$

З урахуванням коефіцієнта опору ψ можуть бути отримані вирази для визначення швидкості руху тіл у різних режимах:

- турбулентному – $\psi = \pi / 16$:

$$V_0 = 5,11 \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)}{\Delta}}, \quad \text{м/с}. \quad (2.22)$$

- перехідному – $\psi = 5\pi / (8 \sqrt{Re})$:

$$V_0 = 1,13d^3 \sqrt{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\mu\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.23)$$

- ламінарному – $\psi = 3\pi / Re$:

$$V_0 = 0,545d^2 \frac{\delta - \Delta}{\mu}, \text{ м/с.} \quad (2.24)$$

Аналіз формул (2.22) - (2.24) показує, що зміна температури рідини не позначиться на швидкості руху частинки в турбулентному режимі, слабо позначиться – у перехідному, але істотно – у ламінарному.

Вітчизняний вчений П.В.Лященко розробив універсальний метод визначення кінцевої швидкості руху тіл будь-якої крупності, густини і форми в різних режимах. На основі діаграми Релея була побудована в логарифмічних координатах діаграма $Re^2\psi = f(Re)$ (рис. 2.2).

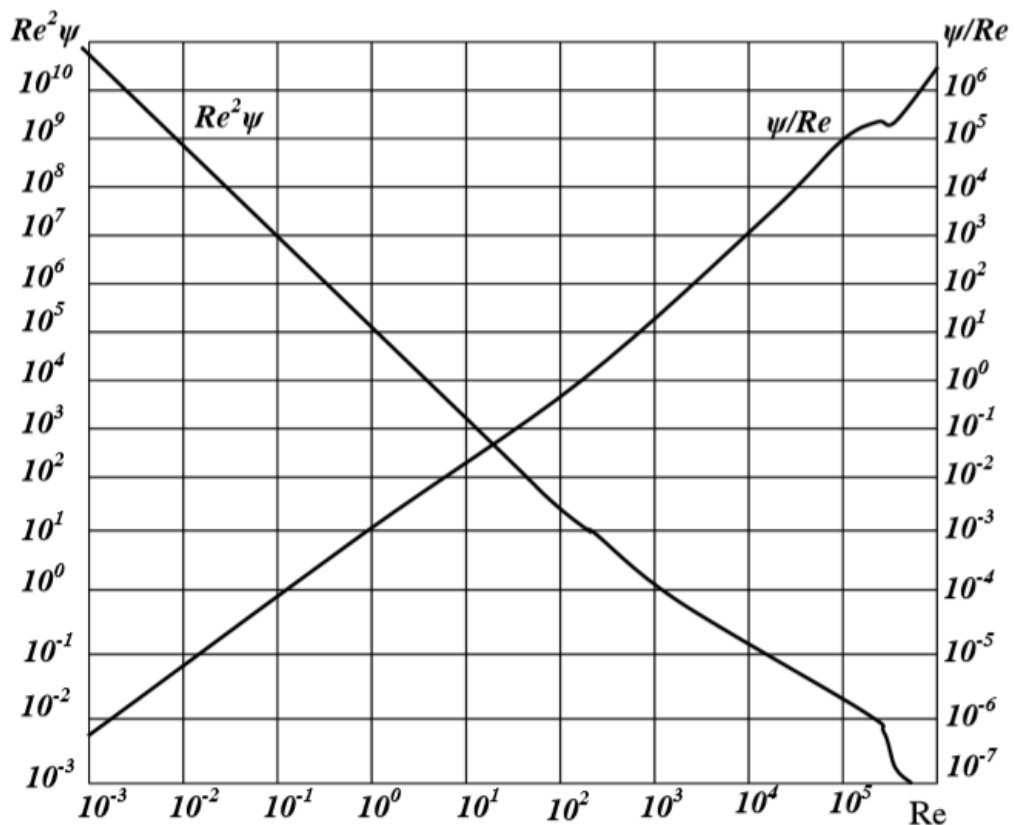


Рис. 2.2. Залежність параметрів $Re^2\psi$ і ψ/Re від параметра Re .

Визначення кінцевої швидкості полягає в тому що при відомих параметрах частинки і середовища розраховується параметр $Re^2\psi$:

$$Re^2 \psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6 \mu^2). \quad (2.46)$$

Потім за діаграмою (рис. 2.2) знаходять значення Re , після чого з використанням формули (2.10) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re \mu / d \Delta. \quad (2.26)$$

При груповому (стисненому) русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує певна кількість частинок, які мають однакові швидкості руху в середовищі. Наприклад, частинка вугілля з параметрами $\delta_B = 1500 \text{ кг/м}^3$, $d_B = 8 \text{ мм}$ і частинка породи з параметрами $\delta_{II} = 1800 \text{ кг/м}^3$, $d_{II} = 5 \text{ мм}$ мають однакові швидкості руху.

Частинки, що при різній густині і крупності мають однакову кінцеву швидкість падіння в одному і тому ж середовищі, називаються рівнопадаючими, а відношення їхніх діаметрів – коефіцієнтом рівнопадіння e :

$$e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2, \quad (2.27)$$

де індекс «1» належить до частинок меншої густини, індекс «2» – до частинок більшої густини.

З умови рівності кінцевих швидкостей руху частинок коефіцієнт рівнопадіння може бути обчислений з використанням густини частинок і середовища:

$$e = [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n. \quad (2.28)$$

де n – показник ступеня, що залежить від режиму руху частинок; при русі в турбулентній області $n = 1$, у перехідній $n = 2/3$, у ламінарній $n = 0,5$.

За методом П.В. Ляценка коефіцієнт рівнопадіння визначають з використанням параметра ψ / Re . Для частинки меншої густини параметр ψ / Re визначають за формулою:

$$\psi_1 / Re_1 = \pi g (\delta_1 - \Delta) \mu / (6 V_0^3 \Delta^2). \quad (2.29)$$

Потім за діаграмою $Re = f(\psi / Re)$ (рис. 2.2) знаходять число Рейнольдса для частинки меншої густини – Re_1 , з використанням якого визначають параметр ψ / Re для частинки більшої густини:

$$\psi_2 / Re_2 = \psi_1 (\delta_2 - \Delta) / [Re_1 (\delta_1 - \Delta)], \quad (2.30)$$

знаходять по діаграмі число Рейнольдса Re_2 і визначають коефіцієнт рівнопадіння за співвідношенням між числами Рейнольдса за формулою (2.10).

Закономірності стисненого руху тіл у середовищах. Закономірності вільного падіння окремого твердого тіла в необмеженому об'ємі середовища лише частково висвітлюють явища, що мають місце в гравітаційних процесах. При масовому русі частинок під впливом тих же сил, що й при вільному падінні, виникають більш складні гідродинамічні явища, обумовлені перемішуванням частинок у подовжньому і поперечному напрямках, тертям частинок одна об одну і стінки апарата, виникненням висхідних потоків середовища в проміжках між частинками. Внаслідок цього виникають додаткові опори, що різко змінюють характер руху кожної окремої частинки в порівнянні з умовами вільного падіння, внаслідок чого швидкість руху частинки значно зменшується.

Знання закономірностей стисненого (зв'язаного) руху маси частинок у середовищах використовується при вирішенні багатьох практичних задач у галузі гравітаційного збагачення, гідротранспорту, процесів, що протікають у «киплячому» шарі.

Вивчення закономірностей стисненого падіння частинок базується на двох концепціях.

Перша концепція розглядає стиснене падіння як груповий рух частинок, що являють собою фільтраційне середовище, через яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу вгору.

Друга концепція розглядає стиснене падіння як падіння окремої частинки, що знаходиться в масі інших, при цьому за основу береться швидкість вільного падіння, а умови стиснення враховуються поправочними коефіцієнтами.

Формули, що базуються на першій концепції, громіздкі, незручні для інженерного розрахунку, тому вони застосовуються значно рідше формул, що базуються на другій концепції.

За другою концепцією запропоновано ряд формул, що визначають швидкості стисненого падіння на основі різних гіпотез. Найбільш розповсюдженою формулою, що базується на другій концепції, є така формула:

$$V_{cm} = V_0 \Theta^m, \quad (2.31)$$

де V_{cm} і V_0 – швидкості стисненого і вільного падіння, м/с; Θ – коефіцієнт розпушення, частки од.; m – показник ступеня, що залежить від розміру, густини і форми частинок, а також від співвідношення розмірів частинок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі Фінкея, $m = 2$ у формулі Ханкока, $m = 3$ – у формулі Лященко.

Швидкості, розраховані за формулою Фінкея, завищені, за формулою Лященко – занижені. Формула Ханкока для частинок крупністю 0,1–12,5 мм дозволяє одержати результати, близькі до фактичних. Коефіцієнт рівнопадіння в умовах стисненого падіння визначається з урахуванням додаткових опорів, створюваних тілу при русі. Додатковий опір враховується заміною у формулі (2.28) густини рідини Δ на густину середовища Δ_{CP} :

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{CP}) / (\delta_1 - \Delta_{CP})]^n . \quad (2.32)$$

За П.В.Лященком, визначення коефіцієнта рівнопадіння при стисненому падінні виконується за тією ж методикою, що й при вільному, але з виправленням на густину середовища, що змінилася.

Коефіцієнт рівнопадіння частинок у стиснених умовах значно більший, ніж у вільних, що дозволяє розширити шкалу класифікації. Наприклад, для вугілля і породи у вільних умовах він дорівнює 3, а в стиснених умовах – 12.

Закономірності процесу класифікації. Теорія гідравлічної класифікації базується на двох основних положеннях:

- швидкість u обтікання зерна водою у гідравлічному класифікаторі дорівнює швидкості його стисненого падіння V_{cm} при заданому значенні розпушення пульпи ($u = V_{cm}$) або швидкості вільного падіння ($u = V_0$) при класифікації в розріджених пульпах;

- швидкість руху зерна щодо нерухомих стінок класифікатора V_{abc} дорівнює різниці між швидкістю висхідного потоку u і швидкістю стисненого падіння V_{cm} зерна ($V_{abc} = u - V_{cm}$).

З цих положень випливає, що частинки з гідравлічної крупністю (кінцевою швидкістю) більшою швидкості висхідного потоку $V_{cm} > u$, повинні опуститися на дно і потрапити в пісковий продукт, а частинки з гідравлічною крупністю меншою швидкості висхідного потоку $V_{cm} < u$, повинні бути винесені в злив. Однак це справедливо лише для руху одиничних частинок у сталому вертикальному потоці. Класифікація ж є процесом масовим, тому на практиці такого чіткого поділу немає: піскові продукти засмічені дрібними зернами, а в зливах присутні крупні зерна. Причиною невідповідності теоретичних висновків і практики є надмірне спрощення явищ, що відбуваються при класифікації. На процес класифікації впливають різні випадкові фактори:

- безупинне надходження матеріалу в зону класифікації, а також стиснене розвантаження пісового продукту і пов'язані з цим зміни концентрації твердої фази, турбулентність потоку і тиск (опір і дія) середовища;

- масовий характер руху частинок різної форми і маси, а також взаємодія частинок між собою і зі стінками апарата обумовлюють вирівнювання швидкостей руху частинок різної крупності, утворення агрегатів зерен, що рухаються як єдине ціле, рух зерен у гідродинамічному сліді.

Таким чином, напрямок руху кожної конкретної частинки дуже неоднозначно характеризується різницею між кінцевою швидкістю її осадження і швидкістю потоку.

В апаратах з горизонтальним потоком, що працюють без подачі нижньої води, поділ матеріалу відбувається в неоднакових умовах. У верхніх

шарах (поблизу дзеркала) пульпа більш розріджена, тут відбувається вільне або близьке до нього осадження частинок з максимальною швидкістю. По мірі опускання частинок вміст твердого в пульпі збільшується і розділення відбувається в стиснених умовах, при цьому швидкість осадження зменшується до мінімального значення, близького до нуля.

В.А.Олевським запропоновано розрахунок для процесу розділення частинок у механічному класифікаторі, який ґрунтується на такій схемі процесу. Тверді частинки, що надійшли з живленням у механічний класифікатор, переміщуються потоком води від місця завантаження до зливного порога зі швидкістю V_x , яка дорівнює:

$$V_x = Q_{зл} / (Bh), \quad (2.33)$$

де $Q_{зл}$ – об'ємна продуктивність класифікатора по зливу, $\text{м}^3/\text{с}$; B – ширина класифікатора, м ; h – перевищення рівня пульпи над рівнем зливного порога, м .

У той же час частинки опускаються вниз з різною швидкістю V_y , що залежить від їх крупності, густини і форми. Частинки, що встигли по вертикалі пройти шлях, рівний h , за період їхнього транспортування на довжину L від місця завантаження до зливного порога, опустяться на дно і будуть транспортуватися в піски, частинки меншої гідравлічної крупності будуть винесені в злив. Гідравлічна крупність (кінцева швидкість) граничного зерна визначиться зі співвідношення:

$$V_y = Q_{зл} / (BL). \quad (2.34)$$

Недоліком методу розрахунку є припущення про рух частинок з постійною швидкістю і відсутність урахування взаємного впливу частинок різної крупності на зміну швидкості їхнього падіння.

У класифікаторах з використанням відцентрових сил ефективність розділення визначається співвідношенням швидкостей руху частинок і рідини. Для розрахунку швидкості руху частинок спочатку визначають число Архімеда – безрозмірний параметр подібності, який характеризує співвідношення архімедової сили і в'язкісних сил:

$$Ar = \frac{gd^3[1 - \Delta / \delta]}{\nu^2}, \quad (2.35)$$

де g – прискорення вільного падіння, $\text{м}/\text{с}^2$; d – діаметр частинки, м ; ν^2 – кінематичний коефіцієнт в'язкості рідини, $\text{м}^2/\text{с}$; Δ , δ – густина відповідно рідини і частинки, $\text{кг}/\text{м}^3$.

З використанням обчисленого параметра Архімеда за формулами (2.36) і (2.37) визначають коефіцієнт гідродинамічного опору (ψ) і швидкість руху частинки (V):

$$\psi = \exp(7,171 Ar^{-0,087}), \quad (2.36)$$

$$V = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.37)$$

При ідеальній роботі класифікатор повинен виділяти з вихідного матеріалу всі дрібні фракції і не допускати вилучення крупних зерен у дрібний продукт. Отже, поняття ефективності класифікації повинно відбивати як кількісну характеристику процесу – ступінь вилучення дрібного класу в злив, так і якісну – гранулометричний склад зливу. Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0,01 \varepsilon_{3л}^{-d} \cdot \varepsilon_n^{+d}, \%, \quad (2.38)$$

де $\varepsilon_{3л}^{-d}$ – вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, %; ε_n^{+d} – вилучення зерен крупністю більше d мм у піски, %.

Оцінка якості продуктів класифікації і самого процесу здійснюється за допомогою ситового аналізу. Дані ситового аналізу продуктів класифікації наносять на діаграму (рис. 2.3), де на осі абсцис відкладають розмір зерен, а на осі ординат – вилучення продуктів. Ордината точки перетинання кривих крупного і дрібного продуктів відсікає на осі абсцис відрізок, який дорівнює граничній крупності розділення даного матеріалу.

Під граничною крупністю класифікації розуміють розмір зерен, імовірність вилучення яких у продукти розділення однакова (по 50 %).

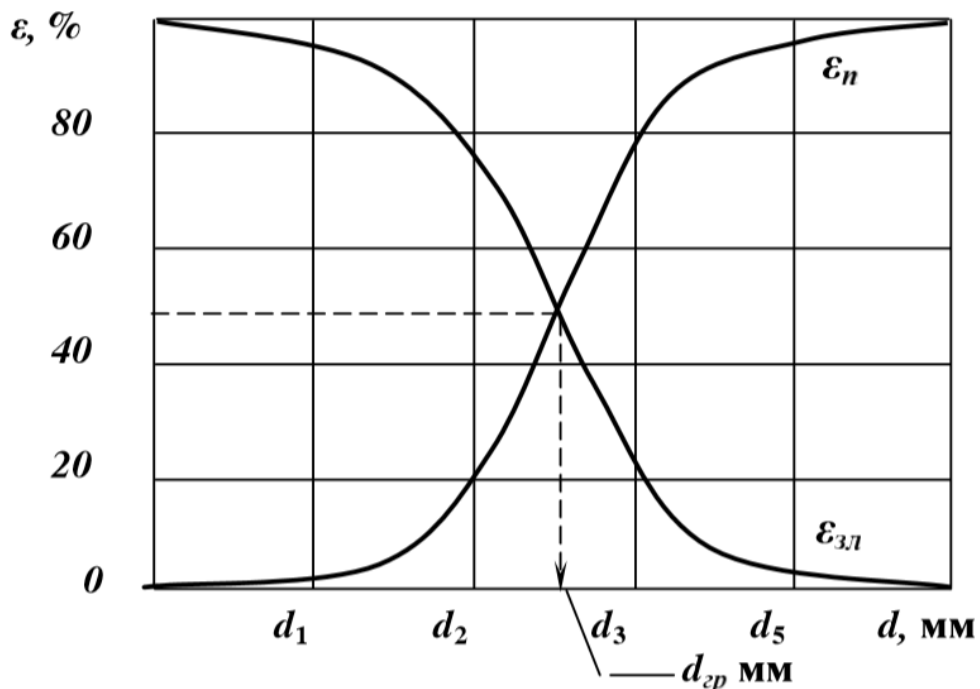


Рис. 2.3. Визначення граничної крупності класифікації.

Класифікатори.

Апарати, у яких здійснюється процес гідравлічної класифікації, називаються класифікаторами. Апарати гідравлічної класифікації підрозділяються за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення зерен у пульпі, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – класифікатори з примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 2.1).

Таблиця 2.1. Класифікатори

Спосіб розвантаження пісків	Силове поле	
	гравітаційне	відцентрове
Примусовий	Механічні класифікатори	Відсаджувальні центрифуги
Самопливний	Гідравлічні класифікатори	Гідроциклони

У практиці збагачення корисних копалин найбільше поширення одержали класифікатори: механічні спіральні з незануреною спіраллю, елеваторні, скребкові, гідравлічні багатокамерні і гідроциклони. Умовні позначки класифікаторів наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2. Умовні позначки класифікаторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
КСН - класифікатор спіральний з незануреною спіраллю	Б - діаметр спіралі, дм
ЕОБ, ЕОСБ - класифікатор елеваторний	В - ширина ковша елеватора, дм
КО - класифікатор скребковий	Типорозмір
КГ - класифікатор гідравлічний багатокамерний	п - число камер
ГЦ - гідроциклон	Б - діаметр циліндричної частини, мм

Механічні класифікатори

Механічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальному потоці на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється механічним способом – примусово.

Залежно від конструкції розвантажувальних пристроїв розрізняють механічні класифікатори: спіральні, скребкові, елеваторні (багер-зумпфи) і ін.

Спіральні класифікатори (КСН) найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих

продуктів. Максимальна крупність живлення спіральних класифікаторів малих розмірів складає 6 мм, великих – до 12 мм.

Спіральний класифікатор (рис. 2.4) складається з нахиленої під кутом 14 - 20° ванни 1, у якій поміщені один або два вали 2 із закріпленими на них спіралями 3.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну гвинтову стрічку. Для запобігання зносу спіраль футерується пластинами зі зносостійких матеріалів (вибілений чавун, легована сталь і т.п.). Ширина смуг залежно від продуктивності класифікатора по пісках складає 0,1-0,4 від діаметра спіралі.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в упорних підшипниках, що дозволяє за допомогою підйомного механізму 4 піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення конічних зубчастих коліс. Це дає можливість робити запуск апарата (після його зупинки) під навантаженням без очищення ванни від пісків.

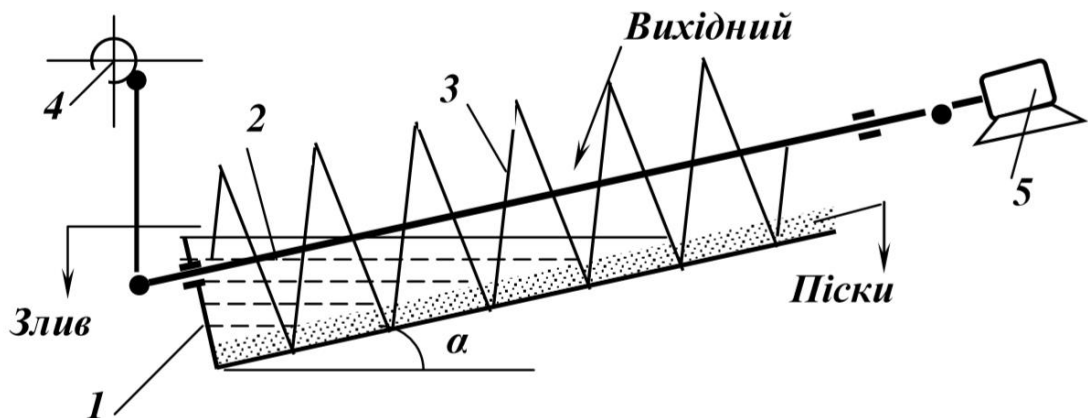


Рис. 2.4. – Спіральний класифікатор:

1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підйомний механізм спіралі; 5 – привод.

Процес розділення за крупністю в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб. Вихідний продукт подається в середню частину ванни спірального класифікатора під рівень пульпи. У процесі класифікації в горизонтальному потоці кожне зерно переміщується у горизонтальному напрямку із швидкістю потоку середовища і одночасно - у вертикальному напрямку із швидкістю падіння в середовищі під дією гравітаційних сил. Для того щоб зерно не потрапило у злив, воно за час руху уздовж ванни класифікатора повинно встигнути опуститися на певну глибину зливного потоку h :

$$h = VL / u, \text{ м} \quad (2.39)$$

де h – глибина зливного потоку, м; V – швидкість падіння граничного зерна, м/с; L – довжина дзеркала пульпи в ванні класифікатора, м; u – швидкість горизонтального потоку, м/с.

Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності. При збільшенні розрідження пульпи швидкість осадження крупних частинок збільшується, а отже, зменшується можливість їхнього вилучення в злив. Навпаки, у дуже густих пульпах осадження крупних частинок відбувається повільніше і злив виходить більш грубим. Однак надмірне розрідження пульпи може настільки збільшити швидкість висхідного потоку, що він буде виносити у злив і крупні частинки. Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_{3Л} = 4,56mk_{\beta}^k k_{\delta}^k k_c^k k_{\alpha} D^{1,768}, \text{ т/год}; \quad (2.40)$$

по пісках:

$$Q_{П} = 5,45mk_{\delta}^k k_{\alpha} D^3 n, \text{ т/год}; \quad (2.41)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_{β} , k_{δ} , k_c , k_{α} – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю [3] наведено у табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Типо-розмір класифікатора	Діаметр спіралі, мм	Довжина ванни, мм	Кут нахилу ванни, градус	Кількість спіралей	Частота обертання спіралі, хв^{-1}	Потужність двигуна, кВт	Маса, т	Габарити, мм		
								Довжина	Ширина	Висота
1КСН-3	300	3000	18	1	25	1.1	0.8	-	-	-
1КСН-5	500	4500	18	1	12	1.1	1.5	5600	1000	1350
1КСН-7.5	750	5500	18	1	7.8	3.0	3.0	7200	1350	1600
1КСН-10	1000	6500	18	1	5.0	5.5	5.0			
1КСН-12	1200	6500	18	1	4.1, 8.3	3.0, 6.0	7.0	8500	1700	3000
1КСН-15	1500	8200	18	1	3.4, 6.8	7.5	13.0	10000	2360	3750
1КСН-20	2000	8400	18	1	2.0, 4.0	13.0	19.0	11000	2800	4750
1КСН-24	2400	9200	18	1	1.8, 3.6	13.0	23.0	-	-	-
1КСН-24А	2400	9200	18	1	2.6, 5.2	11.0	21.4	12500	3150	4900
1КСН-24Б	2400	13400	24	1	3.6	22.0	33.1	16000	2900	3950
1КСН-30	3000	12500	18	1	1.5, 3.0	30.0	37.0	16000	2900	3950
2КСН-24	2400	9200	0–18	2	3.6	22.0	42.0	11750	3750	6000
2КСН-30	3000	12500	0–18	2	3.6	40.0	72.0	15050	5600	4000

Елеваторні класифікатори (багер-зумпфи) з механічною видачею осаду застосовуються в практиці вуглезбагачення для попереднього зневоднення і відділення шламів із дрібного концентрату і рідше для виділення грубозернистої фракції з дрібних продуктів та знешламлювання рядового вугілля. Гранична крупність класифікації складає приблизно 0,5 мм.

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємність, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 2.5).

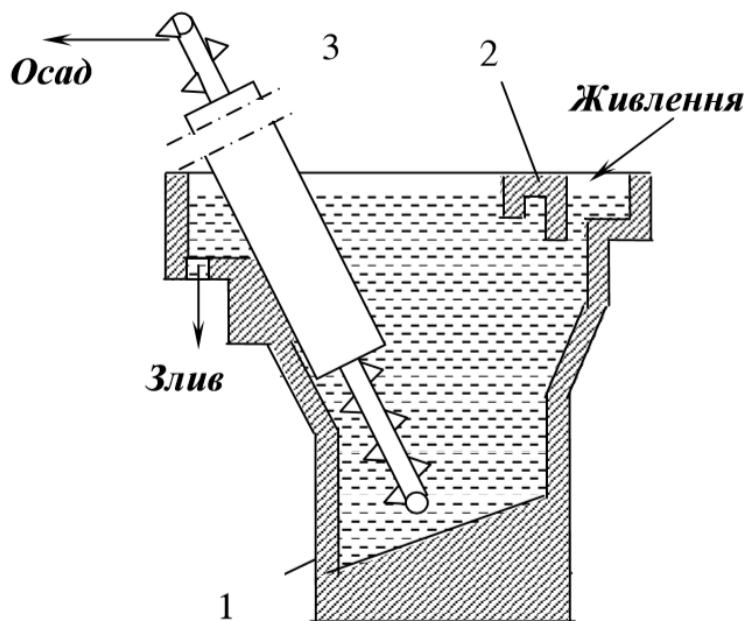


Рис. 2.5. – Елеваторний класифікатор:

- 1 – багер-зумпф;
- 2 – перегородка;
- 3 – елеватор.

Принцип роботи елеваторного класифікатора оснований на осадженні частинок під дією сили ваги. Однак в елеваторному класифікаторі шлам осаджується разом з відносно крупними зернами концентрату. Вихідне живлення подається безупинно по жолобу в залізобетонний зумпф 1. Завдяки перегородці 2 пульпа в зумпфі змінює напрямок руху і утворює висхідний потік. Частинки розміром менше граничної крупності виносяться через зливний поріг і попадають у злив. Частинки розміром більше граничної крупності осідають і вивантажуються з апарата ковшами багер-елеватора. Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Площа дзеркала елеваторного класифікатора найчастіше визначається відстанню між колонами будови фабрики (звичайно 6000 x 6000 мм).

Одержання осаду з вологістю 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не менше 4 м по вертикалі. Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_o = q_o F, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.42)$$

де q_o – питома об'ємна продуктивність, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; F – площа дзеркала класифікатора (звичайно $F = 36 \text{ м}^2$).

Переваги елеваторних класифікаторів – порівняно висока ефективність ($E = 70 - 90 \%$), а недолік – громіздкість конструкції.

Скребкові класифікатори відстійного типу призначені для знешамлювання рядового вугілля і дрібного концентрату, а також для попереднього зневоднення дрібного концентрату відсаджувальних машин.

Принцип дії скребкового класифікатора, як і елеваторного, ґрунтується на осадженні грубозернистого матеріалу під дією сили ваги.

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну 1 прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 2.6).

Пульпа завантажується в торцеву частину ванни класифікатора. Розділення на грубозернисту фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої вмонтоване щілинне сито 2, служить для зневоднення осаду. Осад до місця розвантаження транспортується скребковим конвеєром 3 з перфорованими шкребками, що сприяє більш інтенсивному видаленню води з осаду. При проходженні над щілинним ситом для відділення шламів осад зрошується водою з брызгал 4. Злив, що містить шлам, видаляється через шиберні пристрої 5 у збірні жолоби 6, розташовані по обидва боки ванни. Висота рівня пульпи у ванні регулюється положенням шиберів, змонтованих на бічних стінках ванни.

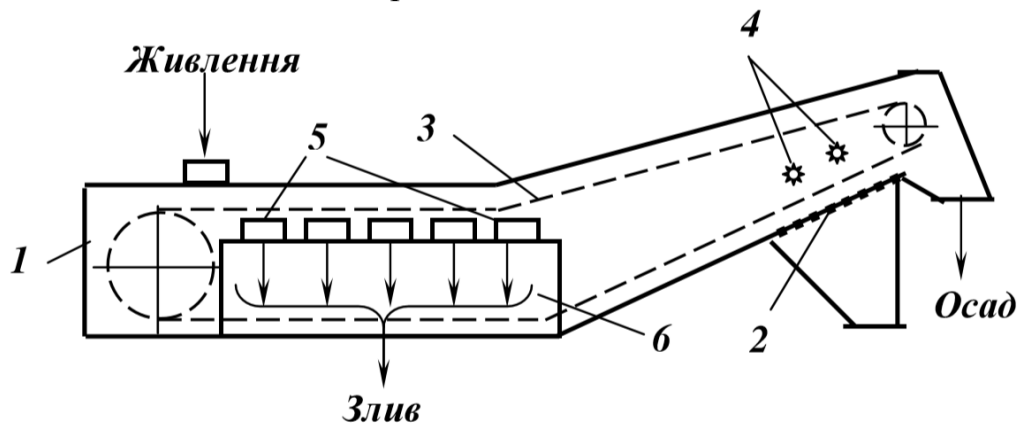


Рис. 2.6. - Скребковий класифікатор:

1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр; 4 – бризкала;
5 – шиберні пристрої; 6 – збірний жолоб.

При питомому навантаженні $15-25 \text{ м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує 120 кг/м^3 . Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (2.42).

Переваги скребкового класифікатора – компактність конструкції, низька чутливість до коливань навантаження і порівняно висока

ефективність класифікації ($E = 70\text{--}90\%$). Недоліки – малий термін служби ланцюга конвеєра і заклинювання шкребків грудками матеріалу.

Гідравлічні класифікатори.

Гідравлічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється самопливом.

Конусний класифікатор (рис. 2.7) – найбільш простий гідравлічний класифікатор. Поділ матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою ефективністю) у допоміжних операціях для відділення пісків від шламів або для зневоднення знешамленого дрібнозернистого матеріалу.

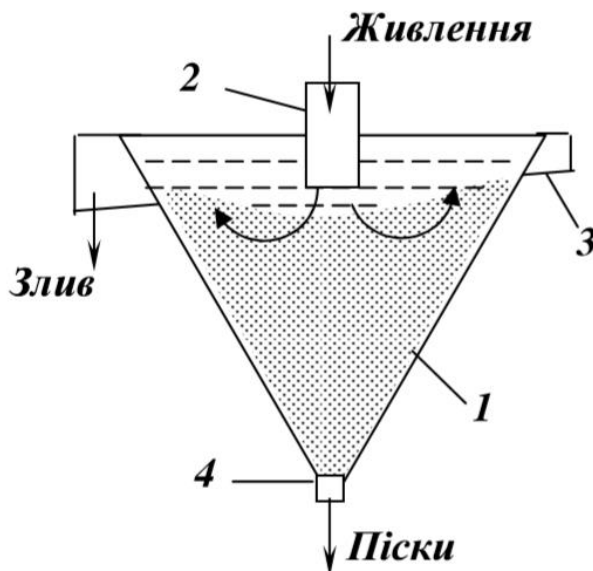


Рис. 2.7. Схема конусного класифікатора:

- 1 - конічний корпус;
- 2 – центральна труба;
- 3 - зливний жолоб;
- 4 – піскова насадка.

Конусний класифікатор являє собою конус 1 з кутом $60\text{--}65^\circ$, установлений на рамі вершиною вниз. Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу 2, у якій встановлена сітка для вловлювання сторонніх предметів і заспокоювач потоку. Розвантаження зливу в жолоб 3 здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків відбувається безперервно через піскову насадку 4 або із застосуванням різних затворів періодичної дії. Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для цих класифікаторів є високе розрідження пісків (30–40 % твердого) і невисока ефективність (50–60 %).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Вони призначені для розділення матеріалів на кілька класів за швидкістю їхнього осадження у водному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори (рис. 2.8) являють собою відкритий жолоб 1, що розширюється до зливного порога, по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу.

У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери 2, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора. Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спігота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, яка подається знизу: мішалки 3 для розпушення осідаючих пісків, камери 4 тангенціального підведення води (вортекси) і конуси 5 для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу забезпечує стійкість висхідного потоку і більш рівномірний розподіл вертикальних швидкостей стосовно поперечного перетину камери. Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується, оскільки вона повинна дорівнювати кінцевій швидкості стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніші фракції видаляються через зливний поріг.

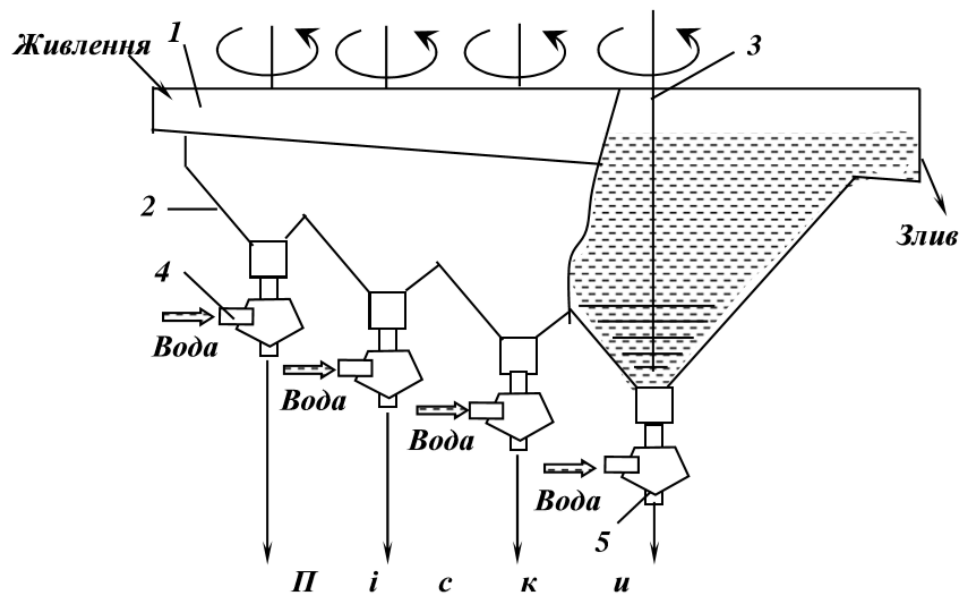


Рис. 2.8. – Гідравлічний багатокамерний класифікатор:
1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки; 4 – вортекси;
5 – розвантажувальні конуси.

Об’ємна продуктивність гідравлічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_o = 3600LBV, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.43)$$

де L і B – довжина і ширина ванни класифікатора, м; V – кінцева швидкість осадження граничного зерна, м/с.

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлювання дрібнозернистих та тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках застосовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20° . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпусу (кут конусності): згущувальні – 10° ; класифікаційні – 20° ; важкосередовищні – $40\text{--}60^\circ$; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90° .

Принцип роботи гідроциклона (рис.2.9) полягає в наступному. Вихідна пульпа подається в апарат під певним тиском через патрубок 1 і вводиться в його циліндричну частину 3 тангенціально. Таке введення пульпи обумовлює наявність усередині циліндричної 3 і конічної 4 частин гідроциклона обертового потоку. У результаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона набирає інтенсивного обертального руху з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклона виникає відцентрова сила, яка на декілька порядків переважає силу ваги.

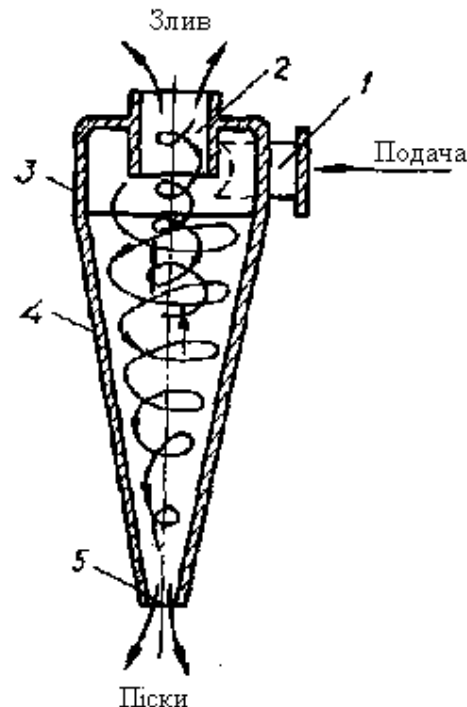


Рис. 2.9. - Принципова схема гідроциклона

При вихровому русі рідина розділяється на два обертових в одному напрямку потоки: зовнішній, що переміщується уздовж стінок конуса вниз до піскового отвору 5, і внутрішній циліндричний, що рухається уздовж осі нагору до зливального отвору 2. Поблизу геометричної осі апарата відцентрова сила

стає настільки великою, що відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубку.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна показати як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшенням відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до осі. Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – уверх. Положення частинки по радіусу гідроциклона визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив чи у піски. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер (2.11), тому що відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку:

$$m \frac{dV}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi \mu V_r d, \quad (2.44)$$

звідси радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2, \quad (2.45)$$

де V_r і V_t – радіальна і тангенціальна швидкості, м/с; d – діаметр частинки, м; δ і Δ – густини частинки і середовища, кг/м³; μ – в'язкість середовища, Па·с; r – радіус обертання частинки, м.

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів належать: форма і геометричні розміри гідроциклона, піщаної насадки, живильного і зливного патрубків, спосіб установки гідроциклона; до технологічних факторів: тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склади).

Продуктивність гідроциклона по твердому розраховується за формулою:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год}, \quad (2.46)$$

де D – діаметр гідроциклона, м.

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках Q_n . Питома продуктивність гідроциклона по пісках q_n , що проходять через піщану насадку обраного розміру d_n , складає:

$$q_n = Q_n / (0,785nd_n^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (2.47)$$

де Q_n – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год; n – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона повинна складати $5 \cdot 10^3 \div 2,5 \cdot 10^4$ т/год \cdot м². Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, варто прийняти нову насадку і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки d_n .

При виборі гідроциклона його типорозмір визначають виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з урахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_n гідроциклона може бути визначена за формулою:

$$q_n = 15 \cdot \left(\frac{Dd_{3л}\beta}{k_D d_n (\delta - 1) \sqrt{\rho_0}} \right), \text{ мкм}, \quad (2.48)$$

де D , $d_{3л}$, d_n , – діаметр гідроциклона, зливної і піскової насадок, м; β – вміст твердого в живленні гідроциклона, %; δ – об'ємна густина твердої фази, т/м³; k_D – коефіцієнт, що залежить від діаметра гідроциклона; p_0 – тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати крупний матеріал, мають менші міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам.

Конструкції промислових гідроциклонів відрізняються співвідношенням геометричних розмірів, кутом конусності, способами підведення живлення, видалення зливу, регулювання величини піскового отвору тощо. Промислові гідроциклони виготовляють литими або звареними з футеровкою внутрішньої поверхні зносостійкими матеріалами: кам'яним литтям, гумою тощо. Технічні характеристики гідроциклонів представлені у табл. 2.4. При малому діаметрі апаратів і великій кількості їх поєднують за допомогою розподільчого пристрою в єдиний комплекс (батареї гідроциклони).

Пісковловлювачі є класичними пристроями для відділення піску від води, що зливається із зневоднювальних грохотів і циклонів. Пісковловлювачі корпорації Metso Minerals забезпечують високий ступінь відділення піску (від 100 до 120 мкм) при високій продуктивності та низьких поточних витратах. Пісковловлювачі вимагають мінімальної потужності привода, низьких витрат на обслуговування й відрізняються високою зносостійкістю.

Таблиця 2.4. Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1. Діаметр циклона, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
2. Кут конусності, градус	10	10	20	20	20	20	20	20
3. Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
4. Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
5. Діаметр пісового отвору, мм	8; 12	12; 20	34; 48	34; 48	48; 75	48; 150	75;150	200; 250
6. Тиск на вході, МПа	0,01; 0,02	0,01; 0,02	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,03; 0,25	0,06; 0,45	0,06; 0,45
7. Продуктивність по живленню з вмістом твердого 40 % при тиску 0,1 МПа, м ³ /год	5	15	50	95	180	260	470	900
8. Габарити, мм: Довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
Ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
Висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
9. Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

Суміш піску з водою подається до пісковловлювача через центральний вхідний отвір під зневоднювальним грохотом, рис.2.10. Матеріал надходить на тічку в нетурбулентній зоні зневоднювального колеса. Пісок після цього осідає в нижній частині. Шнек, що повільно обертається, переносить матеріал до зневоднювального колеса. Стічні води проходять через поріг на протилежній стороні машини. Зневоднювальне колесо скидає продукт на зневоднювальний грохіт Metso типу ESU, який входить до складу пісковловлювача.



Рисунок 2.10 – Пісковловлювач корпорації Metso Minerals

Коритні мийки з подвійним валом використовують для очищення гравію і дробленої породи, що вміщує глину або інші забруднення. Вибір необхідної коритної мийки обумовлюється матеріалом і продуктивністю. Коритні мийки Metso Minerals, Фінляндія мають два вали для більш ефективного процесу очищення, рис.2.11. Забруднений продукт подають на нижній кінець тічки, що встановлена під кутом $7,5^\circ$. Потім матеріал транспортують до верхнього розвантажувального кінця за допомогою валів, які обертаються у протилежних напрямках і мають спіральні лопатки на своїх поверхнях. Останні піднімають матеріал і створюють тертя для переміщення матеріалу. Даний рух викликає тертя між породою і лопатками. Під час цього процесу глина (забруднення) відокремлюється (відмивається) від матеріалу і переходить у пугу породу.

Глина, що перейшла у воду, виходить з отвору на стороні живлення. Вміст глини у вхідному матеріалі повинен бути не більшим 10 %. Глина повинна знаходитися у водному середовищі. Матеріал, який вже очищено від глини, розвантажуються через верхній кінець.

У випадку високого вмісту органічного матеріалу – наприклад, дерева – ефективне видалення більш легких забруднень може бути досягнуте за рахунок встановлення спеціального пристрою вище за потоком від коритної мийки.

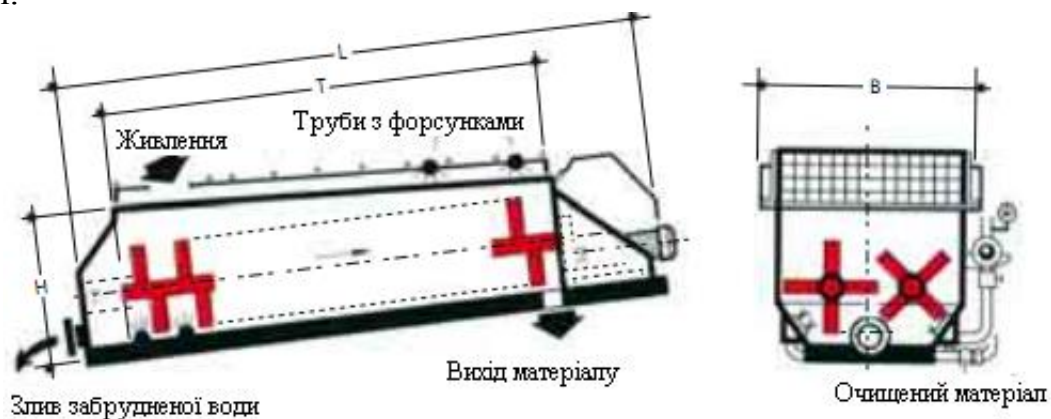


Рисунок 2.11. - Коритні мийки Metso Minerals з двома валами

Коритні мийки корпорації Metso Minerals мають міцну і надійну конструкцію. Тічки виготовлено з сталевого прокату і приєднано провареними болтовими пластинами до корпусу зі сторони живлення і сторони розвантаження. Машина приводиться в дію за допомогою двох електродвигунів, клиноремінної передачі і прямозубої зубчатої передачі. Синхронного обертання обох лопатних валів досягнуто за рахунок набору синхронізуючих шестерень, що працюють у масляній ванні. Транспортуючі вали встановлено на підшипниках у великих коритних мийках. Лопасті розміщено по спіралі для попередження динамічних навантажень, ударів або пікових навантажень від приводної системи.

Для подовження терміну служби змінних лопастей, що виготовлені з спеціальної зносостійкої сталі, вали обертаються з низькою швидкістю.

Переваги коритних мийок:

- збиральна конструкція із зносостійкими футеровками на лицьових стінках;
- жорсткі транспортуючі вали зі сферичними роликовими підшипниками для важкого режиму роботи;
- змінні лопасті зі зносостійкою сталі;
- окремі змінні цапфи валів;
- надійний зубчастий редуктор.

2.5. Грохочіння

Призначення процесу розділення за крупністю

Гірничу масу, в якій присутні корисні копалини, з кар'єру надходить на дробарно - сортувальний завод або на збагачувальну фабрику. Цю багатокомпонентну гірничу масу розділяють на окремі класи крупності грохоченням або гідравлічною (пневматичною) класифікацією.

Просіювання (ситова класифікація) – процес розділення сипучих матеріалів на класи за крупністю просіюванням через одне або декілька сит.

Просіювання широко застосовується на гірничо-збагачувальних фабриках як:

- **основна операція** для виділення класів, що представляють готові продукти, наприклад, при сортуванні вугілля, руди;
- **підготовча операція** для розділення на класи, що надходять на технологічні операції збагачення, наприклад, перед відсадженням, магнітною сепарацією;
- **допоміжна операція**, пов'язана з подрібненням, для виділення готового матеріалу перед дробарками і для контролю крупності продукту подрібнення;
- **операція зневоднення** для видалення кускових і зернистих матеріалів з пульпи.

Грохочення – процес розділення сипучих матеріалів на класи за крупністю шляхом просіювання крізь одне або декілька послідовно встановлених сит .

Матеріал, що надходить на перший грохот має назву **вхідний матеріал (вхідний продукт)**. Зерна матеріалу, розмір яких більший за розмір отворів сита грохота, залишаються на його поверхні. Матеріал, що залишився на поверхні сита, називають **надрешітним**. Зерна, розмір яких менший за розмір отворів сита, проходять крізь отвори сита. Цю частину гірничої маси називають **підрешітним продуктом (вихідний продукт грохота)**.

Розмір продукту - отвір сита грохоту, через яке проходить продукт, що підлягає тестуванню.

Еквівалентний отвір - отвір сита вібраційного грохоту, за допомогою якого досягається заданий розмір продукту. Еквівалентний отвір більший за розмір продукту.

Вібраційне просіювання – це процес, при якому частки більшого розміру піднімаються вгору в шарі матеріалу, на який діють вібраційні сили, а більш дрібні частки просіюються крізь пустоти і переходять у нижню частину накопиченого матеріалу.

Чинники, які впливають на вібраційне просіювання (стратифікацію):

1. Швидкість переміщення матеріалу: функція розшарування матеріалу, товщина шару , характеристика вібраційного руху і кута нахилу грохота.
2. Характеристика вібраційного руху: амплітуда, напрямок обертання, напрямок руху і частота коливань.
3. Вологість матеріалу - високий вміст вологості у поверхневому шарі заважає розшаруванню при проходженні через пустоти нижньої частини шару.

Можливість відокремлення частки – це функція співвідношення її розміру до отвору сита грохота. Чим більша різниця в розмірах, тим легше часточці буде пройти наскрізь або бути відсіяною і навпаки.

Частки з розміром $d > 1,5 \cdot a$ (де a - отвір сита) не впливають на результат грохочення. Їх відносна присутність зазвичай впливає на зношення і енергоспоживання.

Частки з розміром $d < 0,5 \cdot a$ також мають малий вплив, оскільки вони вільно проходять крізь сито.

Частки розміром $0,5 \cdot a < d < 1,5 \cdot a$ мають найменування «критичного класу» і визначають як ефективність, так і продуктивність:

- а) Частки розміру $0,5 \cdot a < d < a$ потребують декількох спроб, перш ніж вони пройдуть крізь сито грохота.
- б) Частки розміру $d < 1,5 \cdot a$ забруднюють багато отворів, перед тим як звільнять сито грохоту в вигляді надрешітного продукту.

Коли матеріал надходить з боку живильника на поверхню сита, вібрація створює стратифікацію матеріалу, рис. 2.12.

На ділянці просіювання $a \dots b$ забезпечується зростання стратифікації матеріалу з максимумом у точці b . Максимальне видалення часток проходить на

ділянці b ... c (ділянка насиченого просіювання), де знаходиться точка найбільшої ймовірності проходження матеріалу крізь сито грохота завдяки наявності в ньому великої кількості дрібних фракцій. На наступній ділянці c...d ймовірність проходження часток через отвори сита знижена, оскільки присутня велика кількість часток критичного класу. При типовому сортуванні ідеальна сепарація (ефективність наближується до 100 %) комерційно недоцільна, оскільки від точки d і далі ймовірність проникнення часток через отвори стає досить низькою. Теоретично для абсолютно ідеальної сепарації грохот повинен бути нескінченно довгим, оскільки крива на рис. 2.12. асимптотично наближається до поздовжньої осі грохоту.

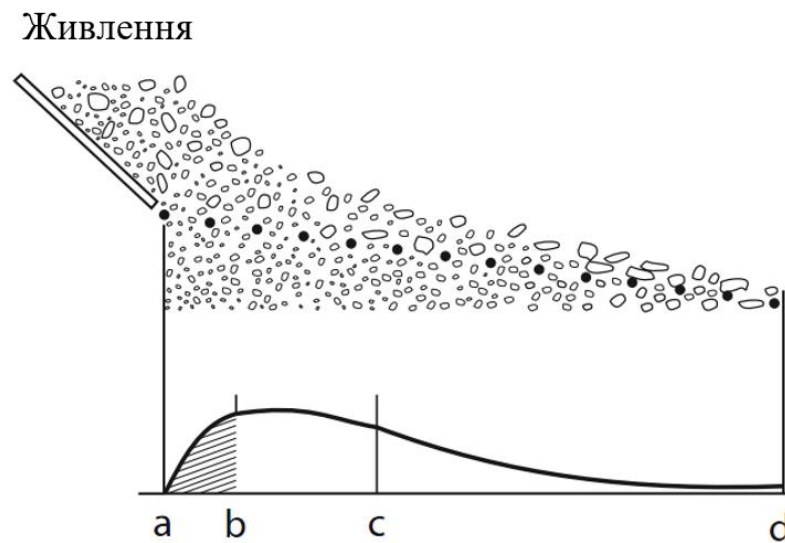


Рисунок 2.12. – Схема грохочення з розподіленням потоку крізь деку грохота по довжині:

- a...b – стратифікація поблизу завантажувального короба;
- b...c – насичене грохочення;
- c...d – розділення протягом декількох спроб

У практичному значенні ідеальне просіювання звичайно означає ефективність у межах 90...95 %. Ідеальна класифікація визначається шляхом лабораторних аналізів, що тривають від 1 до 3 хвилин. Це еквівалентне проходженню матеріалу по грохоту довжиною від 30 до 60 метрів, але довжина відомих на сьогодні грохотів не перевищує 8 м.

Ефективність просіювання швидко зростає в перші моменти від початку просіювання, а потім росте дуже повільно і наближається до 100 %. Це пояснюється тим, що спочатку на ситі знаходиться відносно багато зерен дрібного матеріалу, які провалюються.

На промисловому грохоті матеріал шаром певної товщини рухається по сити. Під дією коливань сита матеріал розшаровується, дрібні зерна проникають крізь шари і, досягнувши поверхні просіювання, провалюються крізь отвори. Чим ближче розмір зерна до розміру отвору, тим більше отворів воно повинно зустріти на своєму шляху, щоб провалитися в одне з них. Зерна, що мають відносний розмір (тобто відношення розміру зерна до

розміру отвору) від 0 до (0,5...0,75) вважаються легкими зернами (які легко проходять сито). Зерна з відносним розміром від 0,75 до 1,0 називаються важкими, для їхнього просіювання потрібно тривалий проміжок часу. Зерна з відносним розміром від 1,0 до 1,5 називають такими, що заважають. Вони не можуть самостійно пройти через отвори сита і в той самий час заважають проходженню важких і легких зерен.

Зі збільшенням вологості процес просіювання ускладнюється. У цьому випадку застосовують спеціальні поверхні, наприклад, струнні сита. У багатьох випадках просіювання вологих матеріалів поліпшується, якщо підігрівати дроти сита електричним струмом до температур 353...423 К (80...150) °С. При цьому отвори сита не затягуються плівкою води і вологі зерна менше прилипають до дротів, налиплий на них матеріал підсихає й відпадає при вібраціях сита. Можна також проводити мокре просіювання, тобто з використанням води. До 1 т матеріалу додають біля 1 м³ води.

З практичної точки зору вважається припустимим, що продукт містить 3...5 % матеріалу розміру трохи більшого, ніж заданий, і при цьому приймаються до уваги чинники, що визначають продуктивність вібраційного грохоту. Наприклад, якщо необхідно одержати продукт фракції 20 мм, отвори сита грохоту повинні бути більшими, і продукт буде містити 3 % часток розміром, трохи більшим за 20 мм. В іншому випадку, якщо використовувати сито з отворами заданого розміру (20 мм), підрешітний матеріал (матеріал, що проходить) не буде містити забруднень, однак надрешітний матеріал буде сильно забруднений дріб'язком, що не дозволить досягти бажаної ефективності. Причина в тім, що в дійсності ми зменшуємо клас крупності продукту, і ефективність тепер потрібно заміряти відносно цього, меншого класу сепарації.

Щоб полегшити вибір потрібного розміру сита вібраційного грохота для одержання потрібного продукту можна скористатися даними фінської корпорації Mesto Minerals, наведеними у табл. 2.5.

У технології переробки і збагачення корисних копалин грохочення часто використовують при дробленні (розмір кусків більший за 3 мм) і рідше при здрібненні (розмір кусків менше ніж 3 мм). В останньому випадку грохочення виконує функції контролю крупності операції. Грохочення використовують для розділення вхідного матеріалу на окремі класи крупності перед наступними операціями збагачення (**підготовче грохочення**) і отримання товарного продукту заданої крупності (сортове вугілля, щебінь, гравій, пісок тощо).

Гідравлічна класифікація - розділення суміші дрібних і тонких зерен на окремі класи за крупністю у водному потоці. При цьому використовується різниця у швидкостях руху у водному середовищі і різниця у гравітаційній силі різних за розміром кусків.

При розділенні у вертикальному гідравлічному потоці рідина, що підіймається, впливає на зерна гірничої маси по-різному. Куски великих розмірів рухаються під дією сили тяжіння зі швидкістю, яка більша за

швидкість потоку рідини, тому частки осідають у нижній частині апарату. Куски малих розмірів виносяться водним потоком у верхню частину апарату, оскільки гравітаційної сили недостатньо для подолання підйомної сили потоку.

Таблиця 2.5. Орієнтовне співвідношення між розміром продукту і отворами сита грохота

Розмір продукту, мм, мм	Тип поверхні просіювання і форма отворів			
	Дріт, квадратні отвори, мм	Дріт, прямокутні отвори (1/3), мм	Пластик, резина, пластина з криці, Квадратні отвори, мм	Пластик, резина, пластина з криці, квадратні отвори (1/3), мм
1	2	3	4	5
2	3	1,5x5	4,5	2x6
3	4	2x6	6	2,5x8
4	5	3x9	7	4x12
5	6,5	4x12	8,5	5x15
6	8	5x15	9,5	6x18
8	10	6x18	12	8x24
10	12,5	8x24	14,5	10x30
12	15	9,4x30	17	12x36
14	17	11x33	19	14x42
16	19	12x36	21,5	16,5x50
18	21	13,5x40	23,5	18,5x58
20	23	15x45	25,5	21x60
22	25	16,5x50	27	22x65
24	27	18x54	31	24x70
26	30	19,5x60	34	26x75
28	32,5	21x63	36,5	28x85
30	35	22,5x70	39	31x90

Гідравлічна класифікація використовується як самостійна кінцева операція для промивання готового продукту з метою відділення мулових часток (тонких, пилових, шламових) від корисної копалини.

Крупність матеріалу, що підлягає гідравлічній класифікації, не повинна перевищувати (3...5) мм для руди і (10..13) мм для вугілля.

Ефективність просіювання.

Ефективністю просіювання називається відношення маси підрешітного продукту до маси нижнього класу у вихідному матеріалі [3, 12]. Ефективність просіювання дозволяє якісно оцінити повноту виділення дрібного класу з вихідного продукту при просіюванні, тобто вилучення дрібного матеріалу в нижній продукт грохоту. Для одного й того ж грохота можливо отримати різну ефективність в залежності від фізико-механічних

властивостей матеріалу. У випадку, коли вміст матеріалу надлишкового розміру у живленні менше 20 %, розрахункові значення ефективності грохочення не завжди відображають реальну ефективність. Це пояснюється тим, що навіть невелика кількість «прохідного матеріалу», яка утримується на грохоті, суттєво впливає на ефективність. У таких випадках рекомендовано збільшувати площу грохота на 20 % у порівнянні з розрахунковим значенням.

Розглянемо операцію просіювання вихідного матеріалу на 2 продукти – підрешітний і надрешітний, рис. 2.13.

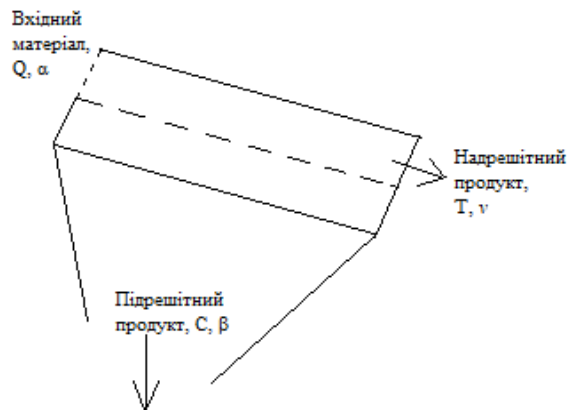


Рис. 2.13. Схема визначення ефективності просіювання:

Q, C, T - маса відповідно вхідного матеріалу, підрешітного і надрешітного продуктів, кг;

α, β, ν - вміст дрібного класу відповідно у вихідному, підрешітному та надрешітному матеріалі, %.

Якщо за дрібний клас приймається матеріал, дрібніший розміру отворів сита, то $\beta = 100$ %, оскільки в підрешітний продукт не можуть пройти зерна, крупніші за розмір отворів.

Ефективність просіювання E визначається за формулою, %

$$E = \frac{\text{вага підрешіткового продукту}}{\text{вага дрібного класу у вихідному матеріалі}} \cdot 100 = \frac{C}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{C \cdot 10^4}{Q\alpha}.$$

Відношення C/Q , тобто вихід підрешітного продукту, визначимо за формулою для виходу концентрату:

$$C/Q = \alpha - \nu / \beta + \nu,$$

отже, %:

$$E = \frac{\alpha - \nu}{(\beta + \nu) \cdot \alpha} \cdot 100.$$

Уміст нижнього класу α і ν визначають просіюванням проб вихідного матеріалу і надрешітного продукту того ж розміру і форми, що й на ситі грохоту.

Приклад. Вміст нижнього класу в надрешітному продукті 10 %, вихід підрешітного продукту – 40 %. Визначити ефективність просіювання.

Зі 100 вагових частин вихідного матеріалу в підрешітний продукт виділилося 40, отже надрешітного продукту буде 60 вагових одиниць, у яких міститься 10 % нижнього класу, тобто дрібна фракція в надрешітному продукті становитиме, в.о. (тут вагові одиниці):

$$\frac{60 \cdot 10}{100} \cdot 6.$$

Так, у вихідному матеріалі нижчого класу було 46 вагових одиниць.
Ефективність просіювання, %:

$$E = 40 \cdot 100 / 46 = 86,9.$$

Теоретичні основи сухого і мокрого грохочення

Умова проходження зерен через отвори сита. Ефективність і якість грохочення. Схему визначення необхідної умови переміщення матеріалу вздовж сита грохота наведено на рис. 2.14.

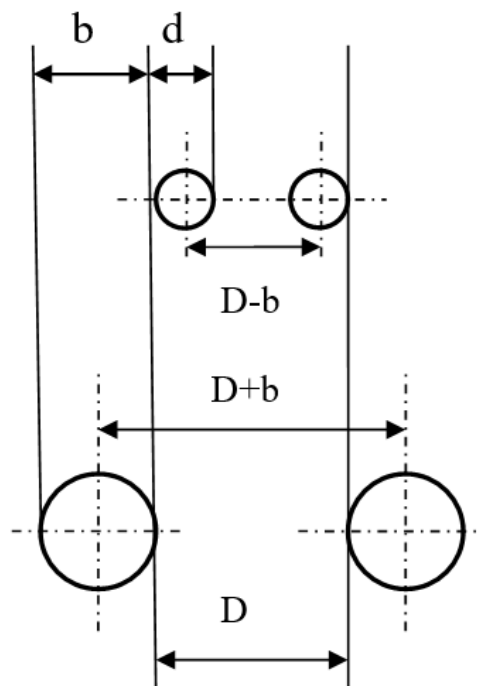


Рис. 2.14. Схема до визначення переміщення матеріалу вздовж сита грохота

Необхідна умова проходження матеріалу крізь сито грохота:

$$K = \frac{(D-d)^2}{(D+d)^2}, \quad (2.49)$$

де D – відстань між двома границями отвору сита, мм; d – діаметр зерна матеріалу, що підлягає грохоченню, мм; b – діаметр дроту, з якого зроблено сито грохота, мм.

Якщо діаметр чи розмір зерна дорівнює діаметру комірки сита, то $K=0$. За великої різниці K збільшується. Якщо сито грохота встановлено під якимось кутом до горизонту, або зерно вже має якусь попередню швидкість руху, тоді зерно подібне до кулі, $d = 2r$ і має параболічну траєкторію руху $y = 0,5 \cdot g \cdot t^2$,

Віссю x зерно пройде шлях $x=D-0.5d$, рис. 2.15.

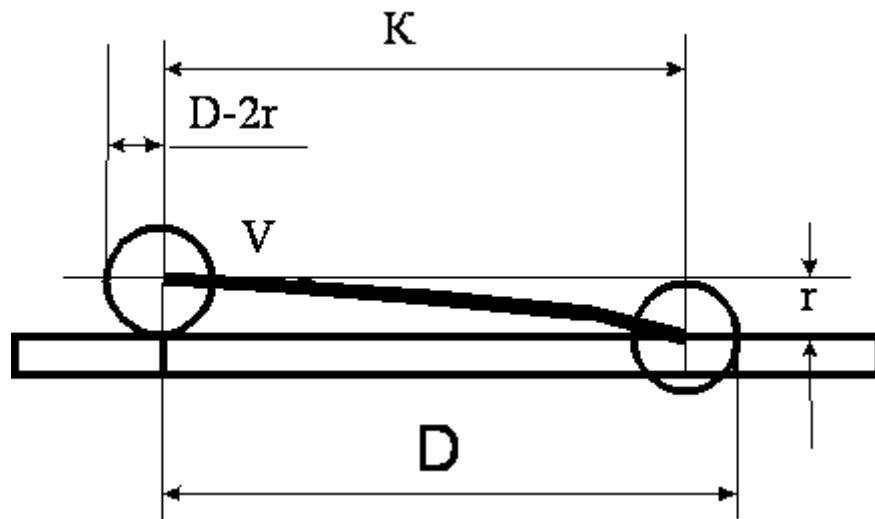


Рис. 2.15. Схема проходження зерна по ситі грохота

Віссю y зерно спуститися на половину діаметра $y = 0.5d$.

Час переміщення

$$t = \sqrt{2y/g} \quad \text{або} \quad t = \sqrt{d/g},$$

де g - прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Швидкість переміщення зерна в цьому випадку:

$$v = \frac{D-0.5d}{\sqrt{d/g}} = (D-0.5d) \cdot \sqrt{g/d}$$

На практиці швидкість беруть $V = 50\sqrt{d}$.

Діаметр зерна $d = D \cdot \cos a - r \cdot \sin a$. Оскільки показник $r \cdot \sin a$ малий, ним можна знехтувати. Тоді $d = D \cdot \cos a$, рис. 3.5. У разі встановлення сита грохота під кутом 8° до горизонту кути вважають малими, тоді $d=D$.

За малих розмірів комірки умови, розглянуті раніше, порушуються, і якщо

$$\alpha = 15^\circ, r=0.5D, \text{ то } d = 0,835D.$$

При зменшенні розміру зерна більше 2 мм і вологості 50% використовують класифікацію.

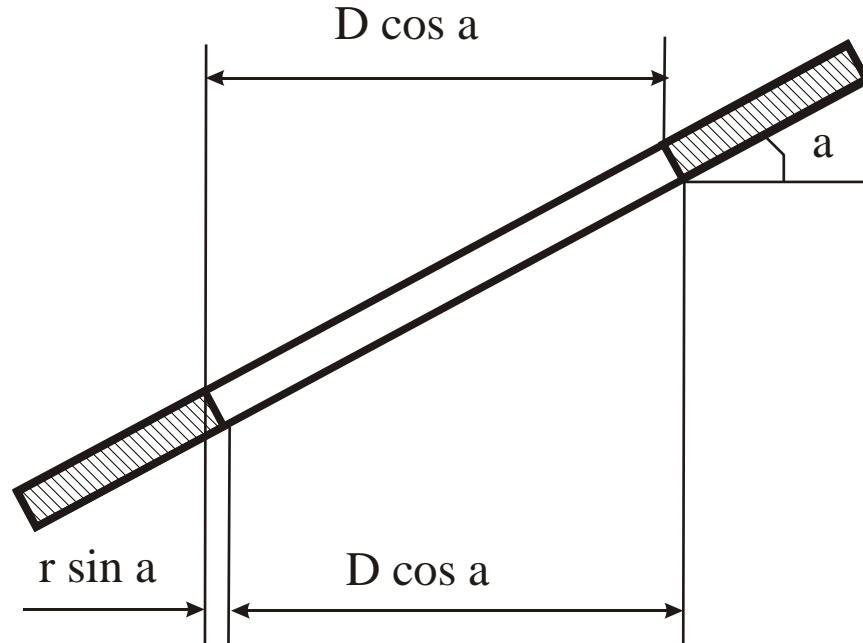


Рис. 2.16. Схема до розрахунку необхідної умови проходження частки по сити грохота при його встановленні під кутом до горизонту

Просіювання деяких видів корисних копалин (наприклад, кам'яного вугілля) практично неможливе при їхній вологості більше 6%, оскільки волога представлена поверхневими плівками. В той же час дуже пористе буре вугілля просіюється навіть при вологості до 45%. Особливо сильно впливає вологість при просіюванні на ситах із дрібними отворами. Дрібні класи мають найбільшу зовнішню вологість внаслідок їх великої питомої поверхні. Зовнішня волога в матеріалі викликає злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на крупні куски і замазування отворів. Зі збільшенням вологості матеріалу рухливість зерен зростає і настають умови для мокрого просіювання.

Круглі отвори в порівнянні з іншими формами того ж номінального розміру дають більш дрібний підрешітний продукт. Практично вважають, що максимальний розмір зерен, які проходять через круглий отвір, складає в середньому біля (80...85)% від розміру зерен, що проходять через квадратний перетин того ж розміру.

У порівнянні з круглими і квадратними отворами прямокутні отвори такого ж розміру припускають проходження більш крупних зерен. На практиці приймають, що для отримання матеріалу такої ж крупності, як і при круглих отворах, ширина прямокутних отворів повинна складати (65...70)% діаметра круглого отвору. Практично вважають, що на похилому ситі

вібраційного грохоту отримують нижній продукт тієї ж крупності, що і на горизонтальному, якщо розмір отворів похилого сита більший розміру отворів горизонтального в 1,15 рази при куті нахилу 20° і в 1,25 рази при куті нахилу 25° . Швидкість руху матеріалу по сити грохоту визначає його продуктивність як транспортуючого апарата. Високі швидкості несприятливо відбиваються на ефективності просіювання. Внаслідок складності явищ, що відбуваються на ситі грохоту, оптимальна швидкість руху матеріалу по сити встановлюється дослідним шляхом при регулюванні грохоту. У багатьох випадках швидкість руху матеріалу регулюється зміною кута нахилу короба грохоту. Амплітуда (радіус кругових коливань) і частота коливань впливають на продуктивність і ефективність просіювання. При збільшенні амплітуди і частоти коливань збільшується число контактів зерен із поверхнею просіювання, і поліпшуються умови самоочищення сит від зерен, що затримуються у отворах, в результаті чого збільшуються продуктивність і ефективність просіювання. Проте збільшення амплітуди і частоти коливань обмежене механічною міцністю грохоту.

Кінематика та динаміка процесів грохочення. Грохоти бувають нерухомі і рухомі, тобто робоча поверхня грохота може рухатися або бути нерухомою. Ефективність нерухомих грохотів не перевищує 70 %, у той час як вібраційні і інерційні грохоти забезпечують ефективність до 90 %. Вібраційний колосниковий грохот моделі СМ-690 використовують для попереднього грохочення матеріалу перед першим Подрібненням, якщо дрібних фракцій (0-100) мм у вхідному матеріалі більше 20 %. Грохот встановлюють під кутом до 30° відносно горизонту. Вібраційні і інерційні грохоти забезпечують рух матеріалу з підкиданням за рахунок сил тяжіння, вібрації, інерції та тертя.

При рухові куска по сити грохота прискорення передається куску доти, доки сили інерції куска не будуть дорівнювати силі тертя куска об сито грохота. На рис. 2.17 представлено схему сил, що діє на кусок при розміщенні його на горизонтальному ситі.

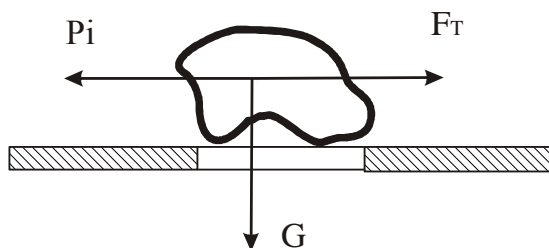


Рис. 2.17. Схема сил, що діє на кусок при знаходженні його на горизонтальному ситі

Інерційна сила, що діє на кусок: $P_I = ma$. Сила інерції, яка може бути передана куску, визначається силою тертя між куском і ситом грохота: $F = G \cdot f = m \cdot g \cdot f$. Порівнюючи дві останні формули, отримаємо:

$$m \cdot a = m \cdot g \cdot f \quad \text{або} \quad a = g \cdot f,$$

де f – сила тертя між куском і ситом грохота, в.о.

Класифікація грохотів

У циклі підготовчих операцій за технологічним призначенням розрізняють попереднє, перевірочне, підготовче грохочення і знешламлювання. Вибір типу грохота залежить від розміру кусків вихідного матеріалу, крупності розділення, необхідної ефективності грохочення і фізичних властивостей корисної копалини, з яких основна роль належить густині.

Грохоти, які застосовуються для збагачення корисних копалин, можна розділити на такі групи:

- нерухомі колосникові;
- валкові;
- барабанні обертові;
- плоскі хитні;
- напіввібраційні (гіраційні);
- вібраційні з прямолінійними вібраціями (швидкохідні на похилих опорах, резонансні, електровібраційні резонансні, із самобалансним вібратором);
- вібраційні з круговими вібраціями (інерційні з простим дебалансним вібратором, що самоцентруються);
- плоскі сита з дрібними отворами для розділення пульпи з дрібними частками.

Для спрощення класифікації можна обмежитися розділенням їх на наступні групи:

- нерухомі колосникові;
- барабанні обертові;
- вібраційні й інерційні грохоти спеціальної конструкції.

До останньої групи віднесені грохоти з магнітними вібраторами, дугові, для виділення твердої фази з пульпи, тонкого просіювання матеріалів.

Всі типи грохотів обладнані ситами з робочими поверхнями, для яких використовують дротяні сітки, листові штамповані сита (перфоровані сталеві листи) і колосникові ґрати. Широко застосовуються робочі поверхні, виготовлені з гуми, поліуретану. Форма отворів поверхонь сит може бути круглою, квадратною, овальною, прямокутною тощо. Відношення площі отворів сита у світлі до загальної його площі, виражене у відсотках, називають **живим перетином сита**.

Нерухомі колосникові грохоти являють собою нерухомі ґрати із щільними отворами, зібрані з окремих колосників. Їх встановлюють на першій стадії дроблення за наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або за відсутністю достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення. Завдяки певному куту нахилу грохоту (не менше 18⁰) матеріал, що завантажується на верхній кінець ґрат, рухається по ним під дією рівнодіючих сил ваги й тертя. У процесі переміщення частина матеріалу провалюється через щілини (підрешітний продукт), а частина, що

залишилася (в основному великий клас) сходять нижче (надрешітний продукт). Ці грохоти мають низьку ефективність (0,6-0,7), особливо при вологому матеріалі і, незважаючи на простоту конструкції, застосовуються вкрай рідко.

При подачі матеріалу з будь якої транспортної одиниці ширина приймального пристрою повинна бути не менша за ширину транспортної одиниці. При завантаженні пластинчастим живильником ширина грохота повинна співпадати з шириною живильника. Щоб уникнути заторів і зупинок технологічного циклу, мінімальну ширину B грохота слід обирати:

- при вмісті крупних кусків більше 15 % у вихідному матеріалі:

$$B = 3D_{max}, \text{ мм},$$

де D_{max} – розмір максимального куска у вихідному завантаженні, мм;

- при вмісті великих кусків до 10 % у вихідному матеріалі:

$$B = 2D_{max} + 100, \text{ мм}.$$

Довжину грохота L приймають в 2 рази більшою від ширини B :

$$L = 2B, \text{ мм}. \quad (2.50)$$

Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні будівельних гірських порід за нормативними документами повинен бути не менше 18° ; вугілля – $30 \dots 35^\circ$; при грохоченні руд – $40 \dots 45^\circ$; при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують.

Барабанний грохот являє собою обертовий барабан циліндричної або конічної форми, бічна поверхня якого служить для просіювання матеріалу. Барабанні грохоти ГЦЛ-1 ГЦЛ-2, табл. 2.6., застосовують в операціях попереднього грохочення вугілля, промивання легко- і середньо промивних руд, промивання і сортування щебню, для вловлювання скрапу і крупних кусків руди зі зливу млинів.

Питома об'ємна продуктивність барабанних (циліндричних) грохотів [3], $\text{м}^3/\text{год}$:

$$Q = q_o a \cdot F \cdot \varphi,$$

де q_o – питома об'ємна продуктивність $\text{м}^3/(\text{год} \cdot \text{м}^2)$ на 1 м^2 площі сита;

a – розмір щілини, м; F – площа сита, м^2 ; $\varphi = (0.15 \dots 0.25)$ – коефіцієнт заповнення грохота [3].

Дугові і конічні грохоти застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення у гідроциклонах з важким середовищем, для рівномірного розділення матеріалу за шириною

сита відсаджувальної машини при одночасному знешламлюванні. Технічні характеристики грохотів наведені у табл. 2.7.

Таблиця 2.6. Технічні характеристики циліндричних грохотів

Параметр	ГЦЛ-1	ГЦЛ-2
Розміри циліндра, мм: - діаметр - довжина	1200 1500	1700 2500
Ширина щілини між витками, мм	50,70,100	100,150,200
Кут нахилу осі циліндра до горизонту, °	8	8
Частота обертання циліндра, хв ⁻¹	11	9,26
Максимальна крупність кусків у живленні, мм	250	500
Максимальна продуктивність, т/год	400	1000
Потужність електродвигуна, кВт	4,5	7,5
Габарити, мм: - довжина - ширина - висота	3750 1750 2400	5700 2000 3460
Маса грохота, т	3,2	9

Таблиця 2.7. Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

Параметр	Дугові грохоти			Конічні грохоти		
	СД-1	СД-2	СДО-3	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Площа сит, м ²	0,95	1,9	3,0	1,5	3,0	6,0
Ширина щілини, мм	0,5-3	0,5-2	0,5	0,5-1	0,5-1	0,5-1
Крупність вихідного матеріалу, мм	До 6	До 6	8-10	До 25	До 35	До 50
Продуктивність, м ³ /год	200	400	500	150	250	500
Габарити, мм: - довжина - ширина - висота	830 350 1880	1440 1170 1960	1850 1415 2860	1800 1412 1240	3030 2565 1460	3600 3100 1600
Маса, т	0,3	0,5	0,836	1,14	2,15	2,7

Продуктивність дугових і конічних грохотів, які працюють під тиском, визначають за такою формулою, м³/год [12]:

$$Q = 160 F_{жс} \cdot v,$$

де $F_{жс}$ – площа живого перетину сита, м²; $v = (3...8)$ – швидкість пульпи на вході в апарат, м/с; 160 – емпіричний коефіцієнт, в.о.

Вібраційні грохоти розділяються на інерційні, самобалансні, резонансні, що одержали переважне застосування в практиці переробки корисних копалин. У цих грохотів відсутній твердий кінематичний зв'язок між рушійним механізмом і коробом. Вібрацію короба й поверхні сит

викликає відцентрова сила інерції, що виникає при обертанні неврівноваженої маси дебалансу. Амплітуда (половина ходу) вільних коливань (вібрацій) залежить від динамічних факторів: сил інерції, величини мас, що рухаються, жорсткості пружин (гумових амортизаторів) тощо. Технічні характеристики вібраційних грохотів наведені у табл. 2.8.- 2.11.

Таблиця 2.8. Технічні характеристики вібраційних грохотів важкого типу

Параметр	Грохоти важкого типу					
	ГІТ-31	ГІТ-41	ГІТ-42	ГІТ-51	ГІТ-52	ГІТ-71
1	2	3	4	5	6	7
Площа сит, м ²	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Кількість сит, од.	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, °	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30
Частота коливань, хв. ⁻¹	776;970	800	730;970	730	543;970	520;730
Амплітуда коливань, мм	3-5	3	3-5	3-7	3-5	4-8
Розмір отворів сит, мм	12-40	12-80	12-80	6-80	20-100	50-120
Потужність двигуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм: - довжина; - ширина; - висота.	3300	3100	3600	4010	4400	5500
Маса грохота, т	2000	2200	2300	2687	3100	3500
Площа сит, м ²	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Кількість сит, од.	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Інерційні грохоти використовують для попереднього, перед дробленням, сортування матеріалу, з метою відбору кусків, що мають розмір, менший або рівний ширині вихідного отвору дробарки. Це подовжує ресурс роботи дробарки і зменшує енерговитрати на дроблення.

Позначення та типорозміри грохотів. Типорозміри вібраційних грохотів стандартизовані за ДСТУ 3182-95 [21]. Їхнє найменування включає три літери й двозначну цифру, що означають тип і виконання грохоту, а також ширину поверхні сит (перша цифра) і кількість ярусів сит – друга цифра. Наприклад, ГІЛ-32 означає: грохот інерційний. Друга літера І вказує, що рух сита виконується *за круговою траєкторією* (літера С – траєкторія сита *лінійна*, літери ІС – траєкторія *наближається до лінійної*) третя літера Л – вказує на виконання грохота – легке, коли насипна маса: для будівельних гірських порід $< 1,4 \text{ т/м}^3$ і $< 1,8 \text{ т/м}^3$ – для руди. (С – виконання середнє, коли насипна маса: для будівельних гірських порід $(1,4 \dots 1,6) \text{ т/м}^3$ і $(1,8 \dots 2,4) \text{ т/м}^3$ – для руди. Т- виконання важке, коли насипна маса: для будівельних гірських порід $> 1,6 \text{ т/м}^3$ і $> 2,4 \text{ т/м}^3$ – для руди). Перша цифра вказує на ширину поверхні сит, - 1250 мм (цифра 6 – ширина поверхні сита 2000 мм, при

збільшенні цифри до ширини додають 500 мм, при зменшенні – віднімають по 250 мм). Друга цифра вказує на кількість ярусів просіювання. У прикладі грохот двоохитовий.

Таблиця 2.9. Технічні характеристики самобалансних грохотів

Параметр	Легкого типу			Середнього		Важкого типу			
	ГСЛ-42	ГСЛ-62	ГСЛ-72	ГСС-32	ГСС-32	ГСТ-42	ГСТ-51	ГСТ-61	ГСТ-72
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Площа сит, м ²	7,5	10,0	15,0	2,50	3,75	4,50	7,90	10,00	17,50
Кількість сит, од.	2	2	2	2	2	2	1	1	2
Кут нахилу короба, °	0...8	0...8	0...8	0	0	0	0	0	0
Частота коливань, хв. ⁻¹	820	820	820	740	760	960	970	735	735
Амплітуда коливань, мм	4,85	4,35	4,25	9,50	9,00	3,50	4,50	5,00	6,00
Розмір отворів сит, мм	0,5-13	0,5-13	0,5-30	10-25	10-25	4-12	1,6-30	8-20	3-100
Потужність двигуна, кВт	15	2x13	2x17	5,50	5,50	2x4	10	2x13	44
Продуктивність, т/год	125	160	250	70	100	90	160	200	350
Габарити, мм:									
- довжина;	5530	5530	6890	3450	3870	3240	5070	5730	7400
- ширина;	2580	2980	4750	1800	1940	1995	3060	4255	4205
- висота.	2280	2280	2490	1400	1423	1415	1452	2700	2500
Маса грохота, т	6,70	7,30	11,90	1,90	2,30	2,50	4,90	9,20	13,50

Таблиця 2.10. Технічні характеристики інерційних грохотів легкого типу

Параметр	Грохоти легкого типу				Грохоти середнього типу	
	ГІЛ-32	ГІЛ-42	ГІЛ-43	ГІЛ-52	ГІС-42	ГІС-52
Площа сит, м ²	3,1	5,4	5,4	7,9	5,4	7,9
Кількість сит, од.	2	2	3	2	2	2
Кут нахилу короба, °	10-25	20-25	10-25	10-25	10-25	10-25
Частота коливань, хв. ⁻¹	1150	900;1000	970	870	900	900
Амплітуда коливань, мм	2,5	3; 3,5	2,5	2,5; 3,5	4,5	3,7
Розмір отворів сит, мм	3-25	6-50	6-50	6-100	6-50	6-100
Потужність двигуна, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	10,0	25,0
Продуктивність, т/год	100	180	200	250	230	320
Габарити, мм:						
- довжина;	3077	4295	4265	5050	450	530
- ширина;	1674	2860	2770	3110	2150	2700
- висота.	1640	2710	2660	2910	1290	1300
Маса грохота, т	1,5	3,1	4,0	3,5	3,3	3,8

Таблиця 2.11. Технічні характеристики інерційно - самобалансних грохотів

Параметр	ГІСЛ-62	ГІСЛ-72	ГІСЛ-82	ГІСТ-72
1	2	3	4	5
Площа сит, м ²	10	15	21	16
Кількість сит, од.	2	2	2	2
Кут нахилу короба, °	0	0	0	0
Частота коливань, хв. ⁻¹	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів сит, мм	0,5-100	0,5-100	0,5-100	6-100
Потужність двигуна, кВт	2х17	2х22	2х40	2х30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм:				
- довжина;	5670	6980	7650	6805
- ширина;	2700	3720	3740	3785
- висота.	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

При просіюванні в промислових умовах у надрешітному продукті залишається частина зерен крупністю, меншою розміру отворів сит.

Ефективність просіювання (грохочення) характеризує повноту поділу вихідної суміші зерен різної крупності на ситі. У загальному випадку ефективність просіювання η — це відношення маси підрешітного продукту Q_{nnp} до маси нижнього класу у вихідному $Q_{нкв}$, виражене у відсотках:

$$\eta = Q_{nnp} \cdot 100 / Q_{нкв}.$$

Ефективність просіювання залежить від ряду механічних, технологічних параметрів роботи грохоту й властивостей вихідного матеріалу (режиму роботи установки, її продуктивності, тривалості розсіву, виду й стану робочої поверхні, вологості сировини тощо).

Нижнім продуктом у вихідному є матеріал крупністю, меншою розміру отворів сита. Якщо відомий сумарний вміст (%) нижнього класу у вихідному продукті α (за кривою гранулометричного складу даного матеріалу) і його маса Q_u , ефективність просіювання можна визначити з (3.10). Припустимо, що на установці, яка безперервно працює, просіюванню піддається маса $Q_u = 150$ т/год, при вмісті нижнього класу $\alpha = 60$ %. Кількість підрешітного продукту $Q_n = 80$ т/год.

$$\eta = Q_{nnp} \cdot 10^4 / Q_u^\alpha = 80 \cdot 10^4 / (150 - 60) = 88,8 \% \quad (2.51)$$

Визначення ефективності просіювання прямими вимірюваннями маси вихідної суміші має певні труднощі. Простіше визначати її за наявністю

нижнього класу у надрешітному продукті, тобто за вмістом нижнього класу у вихідному α й надрешітному V продуктах (%):

$$\eta = (\alpha - V) \cdot 10^4 / [\alpha(100 - V)].$$

Стосовно розглянутого вище прикладу кількість нижнього класу в надрешітному продукті становить $Q_{н.н} = Q_{и\alpha} - Q_{нпр} = 10$ т/год, а його вміст:

$$V = Q_{н.н} \cdot 100 / (Q_{и} - Q_{н}) = (10 \cdot 100) / (150 - 80) = 14,3 \%$$

Використовуючи вираз (2.50), визначимо ефективність просіювання:

$$\eta = (\alpha - V) \cdot 10^4 / [\alpha(100 - V)] = (60 - 14,3) \cdot 10^4 / [60(100 - 14,3)] = 88,8 \%$$

Знаючи вміст нижнього класу в продукті, що надходить на просіювання, і визначивши (розсівом проби надрешітного продукту) вміст даного класу в надрешітному, знаходимо величину ефективності просіювання.

Види грохотів і їх продуктивність.

Нерухомі колосникові грохоти. Нерухомі колосникові грохоти, рис.2.18, представляють собою решітки, зібрані з колосників, які встановлюються під деяким кутом до горизонту. Матеріал, що завантажується на верхню частину решітки, рухається самотією, при цьому дріб'язок провалюється через щілини решітки, а надрешітний продукт розвантажується в нижньому кінці.

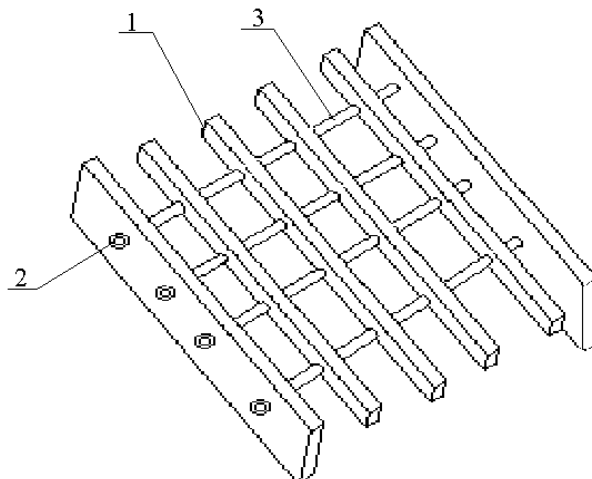


Рис. 2.18. Нерухомий колосниковий грохот: 1 – колосники; 2 – стяжний болт; 3 – розпірна трубка.

Ці грохоти застосовуються для просіювання крупного матеріалу. Розміри щілин між колосниками складають 50 мм і більше. Кут нахилу для просіювання руд - $(40...50)^\circ$, для просіювання вугілля - $(30...35)^\circ$. Ширина грохоту повинна бути не менше 2-3 розмірів максимальних кусків вихідного матеріалу. Довжина звичайно дорівнює подвоєній ширині.

Продуктивність за вихідним живленням складає в середньому 60 т/год на один м^2 площі решітки при щілинах 25 мм і збільшується пропорційно розмірові отворів. Ефективність просіювання на колосникових грохотах складає $(60...70)\%$.

Необхідна площа решітки колосникового грохоту:

$$F=Q/(2,4 \cdot l), \text{ м}^2, \quad (2.52)$$

де Q - продуктивність грохоту по вихідному матеріалу, т/год;

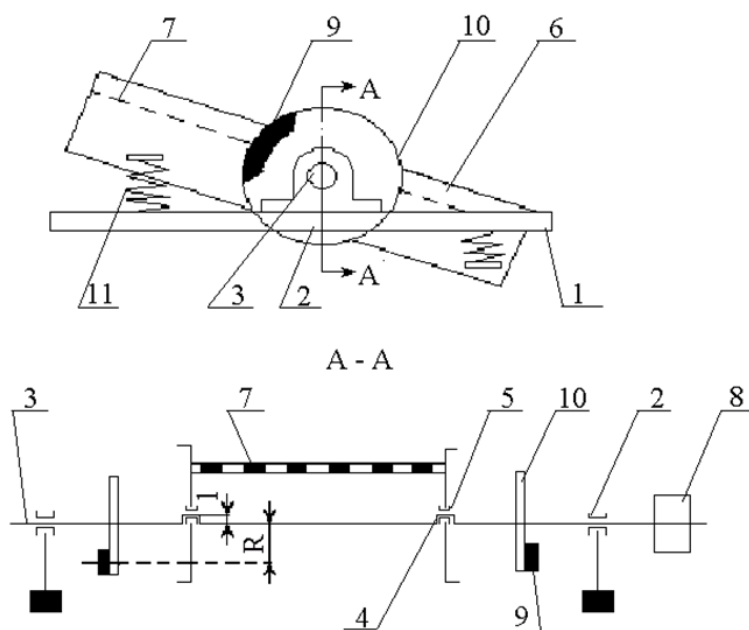
l - ширина щілини між колосниками, мм.

Напіввібраційні (гіраційні) грохоти. Схему напіввібраційного (гіраційного) грохота, показано на рис. 2.19. На нерухомій рамі 1 у підшипниках 2 горизонтально встановлений вал 3, який має ексцентричні заточення 4. На заточки насаджені підшипники хитання 5, зовнішня обойма яких закріплена в коробі грохоту 6. Короб із натягнутим у ньому ситом 7 (або двома-трьома ситами) встановлюється під кутом $(20...30)^\circ$ до горизонту й утримується в такому положенні еластичними зв'язками (амортизаторами) 11. Вал обертається від електропривода через гнучку передачу на шків 8. Короб грохоту чинить кругові рухи малого радіуса R у вертикальній площині, при цьому сито протягом всього оберту вала залишається рівнобіжним самому собі. Кінці короба в завантажувальній і розвантажувальній частинах рухаються по еліптичним кривим, форма яких визначається жорсткістю пружин-амортизаторів. Для зрівноважування відцентрової сили інерції, що виникає від маси короба, на валу закріплюються маховики 10 із невіднованими вантажами 9. Швидкість обертання вала гіраційних грохотів $(750...1500)$ об/хв., ексцентриситет біля 3 мм.

Гіраційні грохоти мають постійну амплітуду вібрації. Застосовуються вони для просіювання крупнокускового матеріалу. Останнім часом їх заміняють більш простими грохотами, які самостійно центруються.

Грохот із самобалансним вібратором. Принципова схема грохоту із самобалансним вібратором представлена на рис. 2.20, а. Горизонтальний короб 1 підвішується за допомогою амортизаторів 2 до опорної конструкції 3 (або встановлюється на неї). На коробі укріплений вібратор 4 таким чином, що напрямок дії сили інерції вібратора становить приблизно 50° до площини сита 6. Матеріал по ситу рухається з підкиданням і енергійним струшуванням.

а)



б)

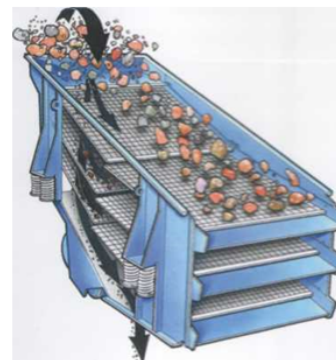


Рис. 2.19. Грохоти: а – схема гіраційного;
б – загальний вигляд вібраційного

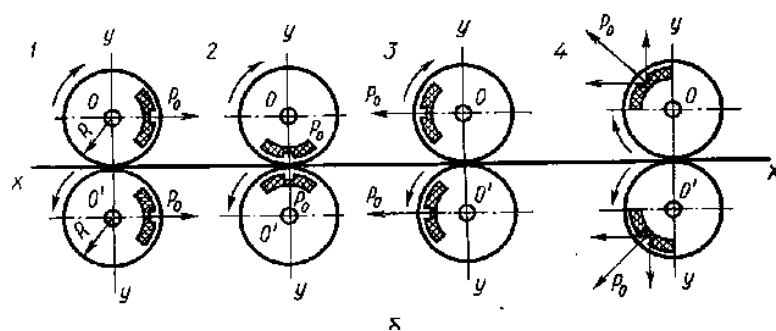
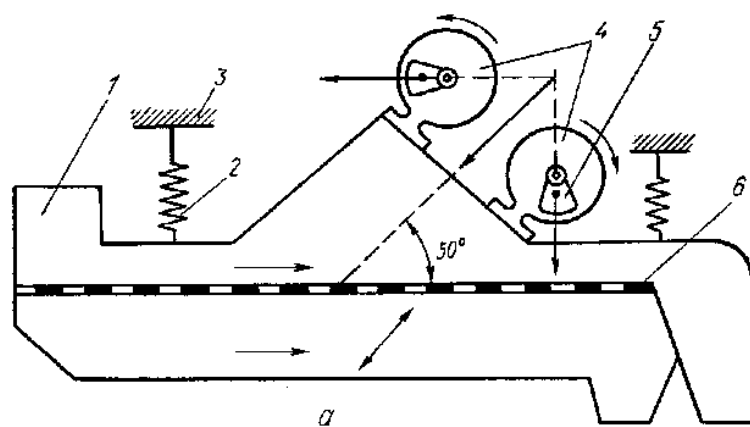


Рис. 2.20. Принципові схеми дії самобалансного грохоту (а)
і вібраторів (б)

Самобалансний вібратор складається із двох ідентичних дебалансів 5, що обертаються на паралельних валах з однаковою швидкістю в протилежні сторони. Вісь x — x (дивись рис. 2.20., б) розташована під кутом до поверхні сит. При паралельній дії сил інерції P_0 (положення 1, 3) виникає максимум P_x різних напрямків. Якщо центри ваги мас дебалансів перебувають на осі y - y (положення 2), сили інерції врівноважуються: $P_x=0$. У будь-якому іншому проміжному положенні P_y завжди врівноважуються, а відповідні P_x додаються. Траєкторії переміщення матеріалу складаються з окремих прямолінійних і параболічних ділянок.

Рівнодіюча P_x сил інерції самобалансного вібраційного грохота:

$$2P_x = 2P_0 \cos \varphi = 2m\omega^2 r \cos \varphi, \quad (2.53)$$

де φ — кут повороту валу кожного дебалансу, градус;

m — маса одного дебалансу, кг;

ω — кутова швидкість, с^{-1} ;

r — відстань від центра ваги дебалансу до осі обертання, м.

Таким чином, значення рівнодіючої сили інерції в самобалансному вібраторі змінюється за величиною від 0 до $2 P_0$ і за напрямком через кожні півоберта дебалансу.

Промисловість випускає ряд типорозмірів самобалансних грохотів: ГСЛ-42, ГСЛ-62, ГСЛ-72 (для зневоднення, знешламлення й відмивання суспензії на вуглезбагачувальних фабриках); ГСС-22, ГСС-32, ГСС-42 (для поділу матеріалів на сорти за крупністю); ГСТ-41, ГСТ-42, ГСТ-51, ГСТ-61 (для зневоднення, промивання, класифікації матеріалів і відмивання суспензії на рудозбагачувальних фабриках).

Продуктивність грохотів. Продуктивність грохотів обумовлюється наступним рядом чинників:

- ситовою характеристикою вихідного продукту;
- його вологістю;
- розміром отворів сит;
- необхідною ефективністю просіювання;
- механічним режимом роботи установки, тощо.

Між продуктивністю й ефективністю існує зворотна залежність: зі збільшенням продуктивності (за інших рівних умов) ефективність знижується.

Технологічний розрахунок грохотів передбачає визначення розмірів поверхні сита F , м^2 за заданою продуктивністю Q , т/год і необхідною величиною ККД η , %.

Наведемо приклад розрахунку найбільш поширених у виробництві нерудних будівельних матеріалів грохотів з інерційними віброзбудниками. Ця

методика рекомендована нормами технологічного проектування [3] і перевірена практикою.

Необхідні вхідні дані:

а) Фізико-механічні властивості вхідного матеріалу:

- щільність;
- максимальний розмір живлення;
- гранулометричний склад продукту;
- форма часток;
- вміст вологи;
- наявність або відсутність глинистих та голчастих часток;
- температура тощо.

б) продуктивність;

в) діапазон сепарації продукту;

г) необхідна ефективність;

д) тип роботи, що виконується:

- промивання;
- кінцева класифікація;
- проміжна класифікація тощо.

ж) наявність або відсутність вільного простору і вагові обмеження;

і) ступінь повноти інформації про матеріал і кінцевий продукт

Вибір розміру грохота. Вибір розміру грохота оснований на площі грохочення і ширині грохота. Ширина грохота, в свою чергу, розраховується так, щоб досягти товщини шару матеріалу на грохоті, що є сумісним з ситом, яке використовується.

Площа грохочення:

$$S = Q_{\text{п}} \cdot P / Q_{\text{р}}, \quad (2.54)$$

де $Q_{\text{п}}$ – це кількість (продуктивність) в живленні фракцій, розмір яких менший за отвір сита, т/год;

P = коефіцієнт, що приймає значення від 1 до 1,4, і відображує функцію наявності і достовірності даних про матеріал, що підлягає грохоченню;

$Q_{\text{р}}$ – розрахункова продуктивність, т/год.

Ефективний процес сепарації потребує чіткого обґрунтування обраної площі грохочення і товщини шару матеріалу, що знаходиться на грохоті у відповідності до необхідної продуктивності. Розрахунки на етапі проектування визначають загальну площу грохота у м². Для уточнення розрахунків, загальну площу грохота слід розбити на декілька прямокутних зон. Наприклад, грохот площею 10 м² може бути утворений прямокутниками 2 х 5 або 2.5 х 4 м. Як відомо з практики, грохот більшої довжини може забезпечити вищу ефективність, але на працездатність суттєво впливає підвищена товщина шару матеріалу.

Загальна формула для розрахунку ширини грохота:

$$W = Q / [S \cdot (W - 0,15)], \quad (2.55)$$

або, для певної ширини грохота товщина шару матеріалу у мм

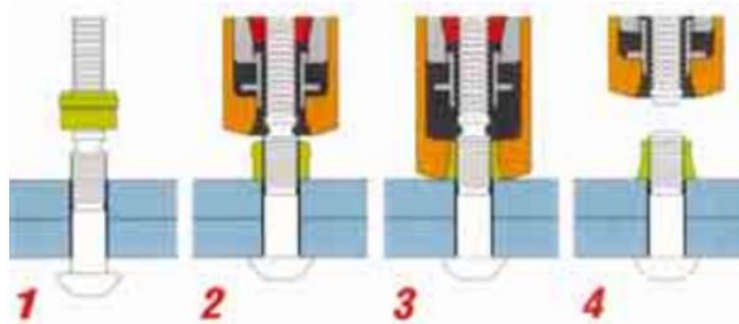
$$D=Q/[S \cdot (W-0,15)], \quad (2.56)$$

де Q – необхідна продуктивність, м³/год; S – швидкість переміщення матеріалу по сити грохота, м/с; D – товщина шару матеріалу на грохоті, мм

Розрахунки слід проводити для всіх дек багатоситових грохотів, починаючи з кінцевої.

Використання хакболтів для збирання вібраційних машин. Найбільш надійний спосіб з'єднання деталей обладнання, що знаходиться під дією вібраційних навантажень, є використання так званого з'єднання ХАКБОЛТ, рис. 2.21.

а)



б)



в)



Рис. 2.21. Схема збирання обладнання:

а) з використанням хакболтів; б) фотографія хакболтів;

в) фотографія спеціального гідролічного пристрою

Це з'єднання створене для попередньо напруженої клепок точно розрахованого розміру. Втулка залишається приклепаною до тіла клепок, коли її кінець гідролічно затягується, доки не виникає зсув захвату. Даний спосіб гарантує добре попереднє затягування. Хакболти ніколи не послаблюються. Встановлення швидко, а видалення проводять спеціальним інструментом або відрізанням.

Такий підхід забезпечує можливість встановлення звичайних болтів, якщо відсутнє спеціальне обладнання для збирання за допомогою хакболтів. Цей спосіб пройшов успішну апробацію в аерокосмічній промисловості і все більше поширюється на всі галузі, де є вібраційне обладнання.

Види поверхонь просіювання грохотів

Модульна система грохочення TRELLEX може використовуватися на будь-яких грохотах з можливістю встановлення як по довжині, так і по ширині грохота. Вона використовує каскадний ефект, який забезпечує підвищення продуктивності та ефективності просіювання. Фінською корпорацією Metso minerals випускається ряд виробів для забезпечення модульної системи грохочення.

TRELLEX 300 LS система для повздовжнього кріплення, рис. 2.22.



Рис. 2.22. Модульна система повздовжнього кріплення TRELLEX 300 LS

Сито модульної системи TRELLEX може виготовляватися з гуми, поліуретану. При цьому останні більш стійкі до зношування. Відстань між бічними затискальними пристроями досягає 300 мм. Типова довжина модулів – 500 мм для TRELLEX 300 LS та 610 мм для TRELLEX 305 LS. Модулі закріплюються на несучій рамі таким чином, щоб утворювалася або лінійна, або ступінчаста поверхня просіювання за вимогами замовника.

Модулі Trellex 300 TS, рис. 2.23 також відомі під назвою Trellex/Steplex, призначені для поперечного кріплення при вкладанні внапуск та ступінчасто. Розміри модуля 300 x 600 мм.



Рис. 2.23. Модульна система поперечного кріплення TRELLEX 300 TS

Гумову панельну систему Trellex Panelcord, рис. 2.24 використовують зазвичай для переробки крупного матеріалу.

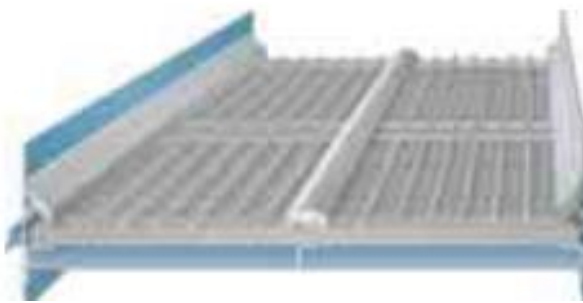


Рис. 2.24. Гумова панельна система Trellex Panelcord

Всередині кожної панелі завулканізовано сталеву і кордову арматуру. Панелі відливають з різними діаметрами отворів. Форма отворів розроблюється для мінімізації ймовірності засипання отворів і підвищення продуктивності. Найбільш товсті панелі забезпечені відлитими верхніми планками, для подовження терміну роботи панелей при грохоченні крупного матеріалу.

Система Trellex T-Flex SS, рис. 2.25, має самонесучу поверхню просіювання (аналогічно Panelcord) зі сталевим армуванням для важкого режиму роботи, переробки крупного матеріалу. Сита випускають різної стандартної товщини з чарунками будь-яких розмірів і форм. Оскільки вказані панелі не потребують повздовжніх опор, площа грохочення може використовуватися повністю. Для панелей T-Flex и Panelcord використовують однакові кріплення - бокові і центральні притискні бруси.

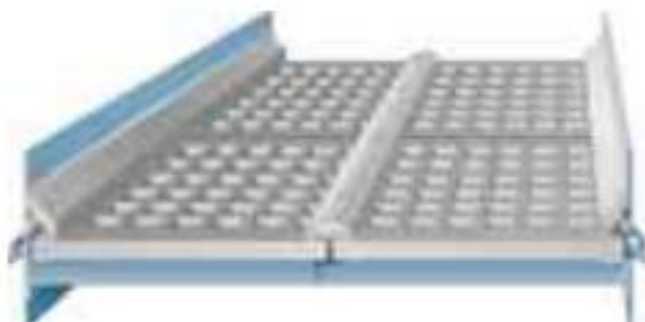


Рис. 2.25. Самонесуча поверхня просіювання Trellex T-Flex SS

Систему Trellex T-flex US, рис. 2.26, використовують для крупного і середнього грохочення з виділенням класу продукту до 15 мм. Тобто вона більш універсальна для грохотів з опірними рамами бокового натягнення. Панелі монтуються за місцем кріплення того ж типу, що і панелі Panelcord та T-flex SS без натягнення. Сита виробляються різної стандартної товщини з широким різноманіттям чарунок за розмірами і формою.

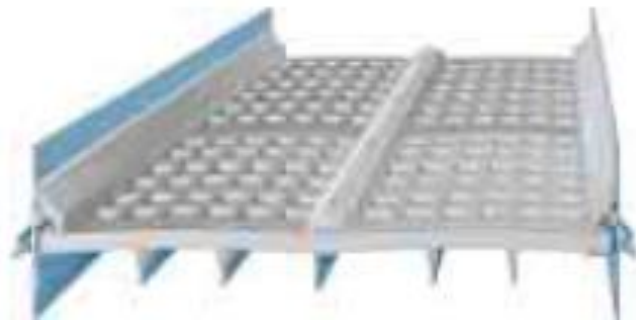


Рис. 2.26 Сито грохота
Trellex T-flex US

В натяжних гумових панелях Trellex для тонкого і середнього грохочення Trellex T-Cord, рис. 2.27, ситові поверхні оснащені легкими у використанні гаками для натягу і встановлюються аналогічно тканим і дротовим панелям з повздовжнім і поперечним натягненням. Вони дозволяють отримувати продукт крупністю 4...100 мм.



Рис. 2.27. Сито грохота
Trellex T-Cord

Подовження терміну служби досягнуто за рахунок використання попередньо натягнутого корду і зносостійкої гуми Trellex T60. Для грохотів шириною понад 1200 мм необхідно використовувати центральні притискні балки. Зазвичай ці панелі випускаються товщиною 5...35 мм. Панелі Trellex T-Cord при поставках повинні мати гаки натягнення.

Переваги цих панелей:

- виготовляються на замовлення з натяжними гаками, які відповідають конкретному грохоту;
- великий вибір за товщиною панелі для роботи з матеріалом розміру до 250 мм;
- зменшення часу зупинок та зменшення часу на обслуговування;
- можливість використання на відкритих гірничих роботах, гравійних кар'єрах, у шахтах і на металургійних заводах;
- виготовлення з зносостійкої гуми Trellex T60 для гірничо-збагачувальної промисловості;
- широкий вибір додаткового оснащення, а саме гумових центральних притискаючих брусків і спеціальних гумових профілів..

Самоочисні панелі Trellex Superflex (рис. 2.28) використовують для дрібного і в'язкого матеріалу.

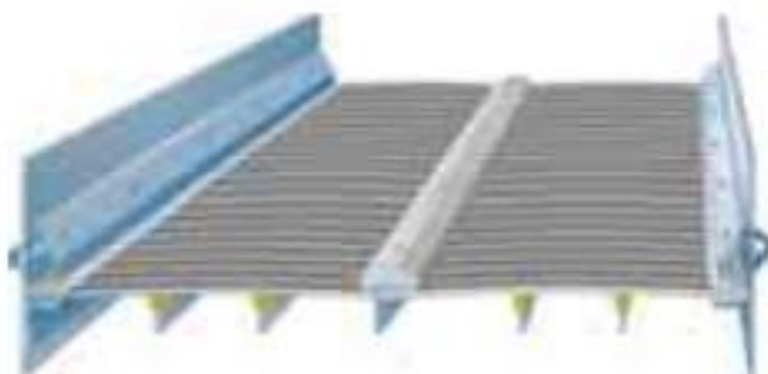


Рис. 2.28. Панелі Trellex Superflex, що самі очищуються, для мілкокого і в'язкого матеріалу

Особливість їх полягає у тому, що використано тонку гумову тканину, аналогічну до мембрани на гумових профілях, що забезпечує розділення дрібного матеріалу. Гнучкість мембрани запобігає забиванню чарунок та сприяє їх самостійному очищуванню. Панелі виготовляють різної товщини зі штампованими або литими отворами. Панелі Superflex встановлюють на грохоти з повздовжніми опорами у разі поздовжнього і поперечного розтягнення. Панелі мають легкі натяжні гаки для безпосереднього встановлення на грохот. Роботу системи Superflex покращено за рахунок використання нових поліуретанових поперечин. Вони вкладаються і утримують тканину, що не дозволяє їй сходженню з напрямку та зношуванню. Цим досягається збільшення терміну служби. Поперечини піднімають тканину з опор, тому неперфоровані ділянки поблизу опор більш не потрібні, що збільшує корисну площу грохота.

Поліуретанові панелі Trellex T-Flex PU і Trellex T-Cord PU, рис. 2.29, виготовляють різних розмірів і класів з особливо зносостійкого поліуретану и випускають різних розмірів. Панелі випускають зі сталевим армуванням на замовлення. Встановлюються на будь-які вібраційні грохоти без модифікації рами. Отвори виконують методами точного ливарництва щільової або квадратної форми. Панелі використовують для тонкого грохочення.

Панелі Trellex T-cord PU натягують так само, як і дровові сітки, оскільки вони мають армування зі сталевих тросів і практично не розтягуються, маючи спеціальні гаки для розтягнення.

Панелі Trellex T-Flex PU кріпляться різними способами за допомогою бокових затискачів, клинових систем або болтами до несучої рами. Панелі Trellex T-Flex PU можуть працювати на барабанних грохотах.

Переваги:

- великий термін служби;
- зниження рівня шумів;
- можливість самоочищення;
- точність сепарації;
- можливість встановлення на будь-який грохот без модифікації.

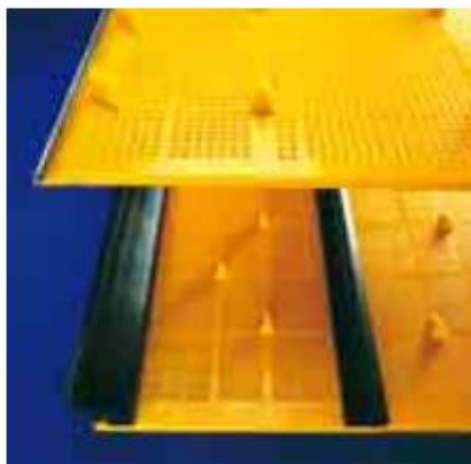


Рис. 2.29. Панелі Trellex T-cord PU та Trellex T-Flex PU

Пилопридушення систем Trellex. Виділення у навколишнє середовище є небезпечним для здоров'я людини. Пил прискорює зношування машин і обладнання, а також корозію. Вона робить процес ремонту і обслуговування більш трудомістким. Корпорація «Metso Minerals» пропонує технічні рішення пилопридушення при роботі грохотів, живильників, бункерів та іншого обладнання заводів. Еластичність гумових панелей Trellex забезпечує їх опір вібраційним навантаженням, дозволяє герметизувати практично будь-який тип обладнання. Комбінація пилозахисних екранів Trellex і стандартних металевих профілів STM забезпечує створення легкої і ефективної системи пилопридушення з люками для обслуговування, а також сприяє зниженню шумів.

На кар'єрі (продуктивністю 600 т/годину) з високим вмістом силікатів у породі при наявності обладнання пилопридушення Trellex футеровки жолобів і сит, а також повітряної витяжки знижено наявність пилу з 25 мг/м^3 до $0,5 \text{ мг/м}^3$, а рівень шумів знижено з 95 до 76 дБ.

Мокре грохочення

Зростаюча потреба в одержанні чистого продукту при виробництві заповнювачів у будівельній індустрії, а також інтенсивне використання мокрого процесу в гірничій справі, виправдують велику увагу, що приділяється устаткуванню для промивання в процесі грохочення.

Метою промивання є видалення небажаних домішок з матеріалу, глини, м'яких порід, коріння тощо, поділ, зневоднення.

Промивання звичайно здійснюється за допомогою наступних процесів:

- для крупного матеріалу - пряме промивання на вібраційних грохотах, при високому вмісті глини або інших пластичних компонентів;
- для матеріалів, що досить важко піддаються розподілу, можуть бути попередньо пропущені крізь коритні мийки;
- дрібніший матеріал промивається у шнекових мийках.

Промивання на грохотах. Дані для промивання на грохоті

- тиск води у форсунках: 0,1...0,3 МПа;
- обсяг води: в 1 - 3 рази більше обсягу матеріалу, що піддається просіюванню, при цьому:
 - а) в 0,5...1,5 рази більше для відносно чистого матеріалу;
 - б) в 1...3 рази більше для матеріалу, що містить глину або досить тонкі частки.

Трубне розведення над грохотом:

- труби повинні розташовуватися приблизно нарівно над кожною декою й так, щоб перша труба деки розташовувалася після останньої труби попередньої деки;
- розташування повинне бути близьким до типового, показаного на рис. 3.19.

Система промивання є набором металевих труб діаметром не менше ніж півтора дюйми, закритих з одного кінця, зі спеціальними форсунками, встановленими в середньому через кожні 300 мм для створення безперервної водної завіси. Кожна труба повинна з'єднуватися гнучким шлангом із загальною трубою через окремий вентиль для кожної труби.

Потік води в трубах буде залежати від типу форсунок і їхньої кількості на кожній трубі. Існує чотири типорозміри форсунок типу Trellex Trellspray. Розходження між ними полягає у діаметрі водяного отвору, робочому тиску, витратах потоку.

Промивання виконується подачею води через форсунки так, щоб вода створювала водяну завісу, спрямовану під тиском на матеріал, що розділяється на грохоті, рис. 2.30.



Рис. 2.30. Промивання подачею води через форсунки зі створенням водяної завіси

Форсунки встановлюються на металевих трубах, розташованих перпендикулярно потокові матеріалу.

Для виділення тонких часток (менш 3/8") після зневоднювальних грохотів, шнекових мийок або спіральних класифікаторів, можна використовувати циклони, фільтри, колектори, згущувачі тощо.

Форсунки Trellex Trellspray мають добрі характеристики при високому та низькому тиску води у діапазоні 0,3... 3,0 бар (4...40 PSI). Форсунки дають чітко виражений потік віялоподібного типу, який забезпечує ефективне промивання матеріалу. Вони також придатні для пилопридушення. Форсунки виготовляються з поліуретану, вони економічні і стійкі до абразивного впливу і корозії. Форсунки

можуть мати до чотирьох робочих отворів, що позначаються наступним кольоровим кодом:

- зелений - 5 мм;
- блакитний - 7 мм;
- жовтий – 9 мм;
- червоний – 11 мм.

За їх форму вони отримали умовну назву «гусячий ніс», рис. 2.31. Параметри форсунок фінської корпорації «Mesto minerals», наведені в табл. 2.12.



Рис. 2.31. Форсунки «гусячий ніс»

Таблиця 2.12. Параметри форсунок фінської корпорації «Mesto minerals»

		Ширина форсунки, мм							
Вертикальна відстань від форсунки до сита, мм	Отвір, мм	5 мм		7 мм		9 мм		11 мм	
	Тиск бар	1,5	2,5	1,5	2,5	1,5	2,5	1,5	2,5
200	мм	600	700	600	800	600	800	600	800
300		750	850	800	1000	600	800	600	800
400		900	1000	1000	1200	1000	1200	1000	1200

На ринку також присутні форсунки типу «бобровий хвіст», рис. 2.32., які використовують кронштейн для кріплення на трубу. Таке кріплення більш міцне і зручне в монтажі, оскільки не потребує зварювання для встановлення перехідника на трубу.



Рис. 2.32. Форсунки типу «бобровий хвіст»

Форсунки можуть також виготовлятися з нержавіючої сталі, рис. 2.33. Вони забезпечують стандартне віялове розпилення при великому тискові і малому куті розпилення

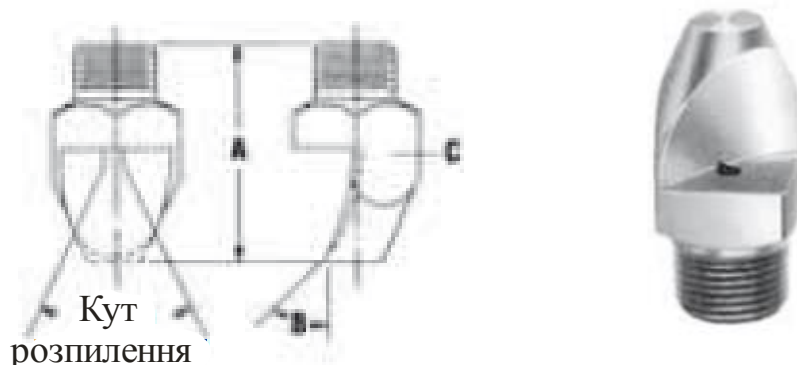


Рис. 2.33. Форсунки з нержавіючої сталі

Розрахунок системи промивання.

Кількість форсунок на трубу:

$$N_b = B/0.3,$$

де В - ширина грохоту, м.

Потік води на грохот:

$$V = K \cdot Q,$$

де Q – продуктивність (живлення) грохоту, м³/год; К - коефіцієнт, залежний від матеріалу, що промивається:

а) К - 0,5...1,5 для відносно чистого матеріалу,

б) К - 1...3 для матеріалу з високим вмістом глини.

Після визначення кількості форсунок на трубі (N_b), можливо розрахувати потік у трубі (V_t) у кубічних метрах за годину для кожної комбінації типу форсунки, тиск і кількість труб (N_t):

$$N_t = V / V_t = 5 \cdot (K \cdot Q) / (N_b \cdot V_b);$$

$$V = K \cdot Q;$$

$$V_t = N_b \cdot V_b = (B/0.3) \cdot V_b \cdot (60/1000);$$

$$V_t = B \cdot V_b / 5, \text{ м}^3/\text{год},$$

де V_b – витрата через кожен форсунку, л/хв.

ПРИМІТКА: грохоти з трьома й чотирма деками не мають достатнього простору на другий і четвертій деках для установки труб. Для кожної із цих дек рекомендується встановлювати в середньому три труби.

Показники роботи грохотів

Основними технологічними показниками процесу грохочення є: продуктивність грохота Q і ефективність грохочення E .

У загальному випадку продуктивність грохота (т/год) визначається рівнянням:

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (2.57)$$

де F – робоча поверхня грохота, м^2 ; q – питома продуктивність грохота, $\text{м}^3 / \text{год} \cdot \text{м}^2$; δ – насипна густина матеріалу, $\text{кг}/\text{м}^3$; k – поправочний коефіцієнт на вміст у початковому матеріалі частинок розміром менше половини розміру отворів сита; l – поправочний коефіцієнт на вміст у початковому живленні частинок більше розміру отвору сита; m – поправочний коефіцієнт на ефективність грохочення; n – поправочний коефіцієнт на форму зерен; o – поправочний коефіцієнт на вологість матеріалу; p – поправочний коефіцієнт на спосіб грохочення (сухе або мокре).

Вираз (2.57) внаслідок великої кількості емпіричних коефіцієнтів складно застосовувати для розрахунку в реальних умовах, але на якісному рівні він відображає практично всі фактори, від яких залежить продуктивність грохота.

Технологічний розрахунок грохотів зводиться до визначення необхідної площі просіюючої поверхні, а також необхідної ефективності грохочення при заданій продуктивності.

Ефективність грохочення характеризує повноту відсівання нижнього класу (матеріалу, дрібнішого від розміру отворів сит) у підрешітний продукт. Ефективністю грохочення називається виражене в відсотках або частках одиниці відношення маси підрешітного продукту (Q_n) до маси нижнього класу у вихідному матеріалі ($Q_{нк}$):

$$E = \frac{Q_{\Pi}}{Q_{нк}} \cdot 100\% . \quad (2.58)$$

Ефективність грохочення визначається за формулою:

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)} , \% , \quad (2.59)$$

де α – вміст нижнього класу у вихідному живленні грохота, % ; β – вміст нижнього класу в надрешітному продукті, % ; ϑ – вміст нижнього класу в підрешітному продукті, % .

Застосовують також вирази:

$$E = \frac{Q_{\Pi}}{\alpha \cdot Q_{вих}} \cdot 100\% ; \quad E = \frac{(\alpha - \beta)}{\alpha(100 - \alpha)} \cdot 10^4 , \% , \quad (2.60)$$

де $Q_{вих}$ – маса початкового продукту.

Між продуктивністю і ефективністю існує зворотна залежність: якщо перша росте, то друга, за інших рівних умов, знижується.

Продуктивність грохота і ефективність грохочення залежать від багатьох чинників (факторів), які можна розділити на дві групи:

- фактори, що залежать від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу (гранулометричний склад матеріалу, його густина і вологість, вміст і склад глинистих домішок);

- конструктивно-механічні фактори грохота (спосіб грохочення, рівномірність живлення, форма і розмір отворів просіюючої поверхні, кут нахилу короба, амплітуда і частота коливань).

Зупинимося на цих факторах докладніше.

Розмір отворів сита - впливає на швидкість руху частинок вздовж сита та їх проходження через отвори. Частинки розміром значно менші за розмір отворів сита легко проходять через нього. Частинки, близькі до розміру отворів сита, дуже утруднюють процес грохочення. Такі частинки називаються важкими, їх розмір знаходиться в межах 0,75-1,5 розміру отворів сита. Важкі зерна застряють в отворах або їх перекривають, що зменшує площу живого перетину сита і знижує якість грохочення.

Вологість вихідного матеріалу. Для грохочення має значення вміст зовнішньої вологи, яка покриває плівкою поверхню зерен матеріалу. У разі грохочення кам'яного вугілля його розсів сильно утруднюється при вологості понад 6 %. Особливо сильно впливає вологість матеріалу при грохоченні дрібних класів на ситах з невеликими отворами (0,5; 6; 13 мм). Дрібні класи мають найбільшу вологість внаслідок їх великої питомої поверхні. Зовнішня волога в матеріалі, а також наявність глинистої компоненти спричиняє злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на великі грудки і замазування отворів сит в'язким матеріалом. Все це перешкоджає розшаруванню матеріалу за крупністю на ситі і утруднює проходження дрібних зерен через отвори, внаслідок чого вони залишаються в надрешітному продукті. При певному граничному вмісті вологи (8-12%), який залежить від властивостей матеріалу і розміру отворів сита, ефективність грохочення різко падає. Зі збільшенням вологості матеріалу понад 12% рухливість зерен зростає і поступово настають умови для мокрого грохочення, тобто грохочення матеріалу з водою, яке і застосовують для обводнених продуктів.

Розміри поверхні грохочення. Продуктивність грохота майже прямо пропорційна ширині сита. Збільшення довжини підвищує імовірність проходження частинок крізь сито, збільшуючи ефективність грохочення. Довжина сита повинна бути у 2-3 рази більша від ширини сита.

Насипна густина і форма зерен. Продуктивність грохочення зростає по мірі збільшення насипної густини і наближення форми частинок до кулястої. Форма отворів сита. У практиці грохочення застосовуються квадратні, щілинні, прямокутні і круглі отвори сит. При цьому найбільш широко використовуються сита з отворами квадратної форми внаслідок їх легкого виготовлення. Однак щілинні і прямокутні отвори мають переваги більшого живого перетину, меншої схильності до забивання. Для перфорованих

поверхонь часто використовують круглі отвори, оскільки вони дають найбільш точне розділення.

Амплітуда і частота вібрації. Збільшення амплітуди і частоти коливань приводить до збільшення числа контактів зерен з просіюючою поверхнею, поліпшення умов самоочищення сита від зерен, що застряють в отворах, внаслідок чого збільшуються продуктивність і ефективність грохочення. Однак збільшення амплітуди і частоти обмежене механічною міцністю грохота. Частота вібрації повинна зменшуватися, а амплітуда зростати по мірі збільшення розміру отворів сита грохота.

Товщина шару матеріалу на ситі. Існує оптимальна товщина шару матеріалу, при якій спостерігається максимальна швидкість грохочення. Для найбільш успішного грохочення вихідна товщина шару матеріалу на ситі не повинна перевищувати 3-4 кратних розміри отворів сита.

Кут нахилу просіюючої поверхні. Пропорційно зміні кута нахилу просіюючої поверхні змінюється продуктивність грохота і обернено пропорційно – ефективність грохочення та крупність нижнього продукту.

Необхідне число грохотів визначається за формулою:

$$i = \frac{k \cdot Q}{Q_1};$$

де $k = 1,15-1,25$ – коефіцієнт нерівномірності навантаження; Q – загальна кількість матеріалу, що надходить на грохочення, т/год; Q_1 – продуктивність одного грохота, т/год.

Контрольні питання

1. Що називається просіюванням ?
2. Основні функції просіювання на гірничо-збагачувальних фабриках.
3. Що називається ефективністю просіювання ?
4. Що дозволяє оцінити ефективність просіювання ?
5. Розділення зерен мінералу по проходженню через отвори сит.
6. Назвіть види поверхонь грохотів, що просіюють.
7. Що називають живим перетином сита грохота ?
8. Головний недолік нерухомих колосникових грохотів.
9. Яким нормативним документом стандартизовані віброгрохоти ?
10. Розшифруйте марку грохота ГТТ-41.
11. Рівнодіюча P_x сил інерції само балансного вібраційного грохота.
12. Переваги модульної система грохочення TRELLEX.
13. Типова довжина модулів TRELLEX 300 LS та TRELLEX 305 LS.
14. Для чого призначена гумова панельна система Trellex Panelcord ?
15. Призначення найбільш верхніх планок товстих панелей системи Trellex Panelcord та їх особливості.

16. Якого розміру продукт можна отримувати на грохотах з натяжними резиновими панелями Trellex T-Cord ?
17. Тип панелей грохотів, що самі очищуються при використанні на дрібному та в'язкому матеріалі.
18. Призначення і принцип дії спіральних класифікаторів.
19. Призначення і принцип дії гідроциклонів.
20. Коефіцієнт рівнопадності зерен у рідині.
21. Визначіть поняття «Вільне падіння зерен у водному середовищі».
22. Визначіть поняття «Стиснуте падіння зерен у водному середовищі».
23. Призначення коритних мийок.
24. Швидкість вільного падіння зерна.
25. Сила в'язкісного опору за Стоксом.
26. Сила інерційного опору за Риттінгером.
27. Сила опору водного середовища для перехідного режиму руху частки крупності ($0,12 < d < 2$ і $1 < Re < 1000$).

РОЗДІЛ 3. ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ПРОЦЕСИ

3.1. Характеристика збагачуваності корисної копалини

Вибір технологічної схеми збагачення корисної копалини залежить від характеристики її збагачуваності [17, 18].

Збагачуваність - це гранично можлива точність розділення корисної копалини на відповідні продукти, яка не залежить від ефективності роботи збагачувальної машини. Збагачуваність є технологічною оцінкою можливої повноти вилучення корисних компонентів з руд і вугілля шляхом їх збагачення.

Характеристика збагачуваності корисної копалини складається із мінералогічного, гранулометричного і фракційного складу.

У **мінералогічному складі** представлені відомості про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у корисній копалині впливає на вибір числа стадій збагачення. При малому вмісті зростків - схема одностадійна (без дроблення і перезбагачення зростків), у протилежному випадку - двостадійна або багатостадійна (із дробленням чи подрібненням зростків і їхнім перезбагаченням).

У тих випадках, коли розділові властивості мінералів виявляються близькими, виконують поглиблене *дослідження їхніх фізичних властивостей*. З урахуванням фізичних властивостей розглядається питання про вибір схеми і методу збагачення.

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ньому класів крупності, їх склад і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Дані про гранулометричний склад вугілля можна представити або у вигляді таблиці ситового аналізу (табл. 2.1), або у вигляді сумарної характеристики крупності (рис. 2.3). Гранулометричний склад корисної копалини і вміст корисного компонента в окремих її класах впливають на вибір процесу і глибину збагачення.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку розподілу вільних мінеральних зерен і зростків за фракціями різної густини, крупності, магнітної сприйнятливості. Такий розподіл характеризує можливість розділення матеріалу, що перероблюється, на збагачений і збіднений продукти. Гранично можлива точність поділу називається *збагачуваністю*.

Для оцінки збагачуваності вугілля за даними фракційного аналізу (табл. 3.1) будують криві збагачуваності (рис.3.1).

Таблиця 3.1. Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, $\tau/\text{м}^3$	Вихідне вугілля		Фракції, що спливають		Фракції, що потопляють	
	Y, %	A, %	y^B , %	A^B , %	y^Y , %	A^Y , %
< 1,3	Y ₁	A ₁	$y_1^B = Y_1$	$A_1^B = A_1$	100,0	A _{CP}
1,3-1,4	Y ₂	A ₂	y_2^B	A_2^B	y_5^Y	A_5^Y
1,4-1,5	Y ₃	A ₃	y_3^B	A_3^B	y_4^Y	A_4^Y
1,5-1,6	Y ₄	A ₄	y_4^B	A_4^B	y_3^Y	A_3^Y
1,6-1,8	Y ₅	A ₅	y_5^B	A_5^B	y_2^Y	A_2^Y
> 1,8	Y ₆	A ₆	100,0	A _{CP}	$y_1^Y = Y_6$	$A_1^Y = A_6$
Разом	100,0	A _{CP}	-	-	-	-

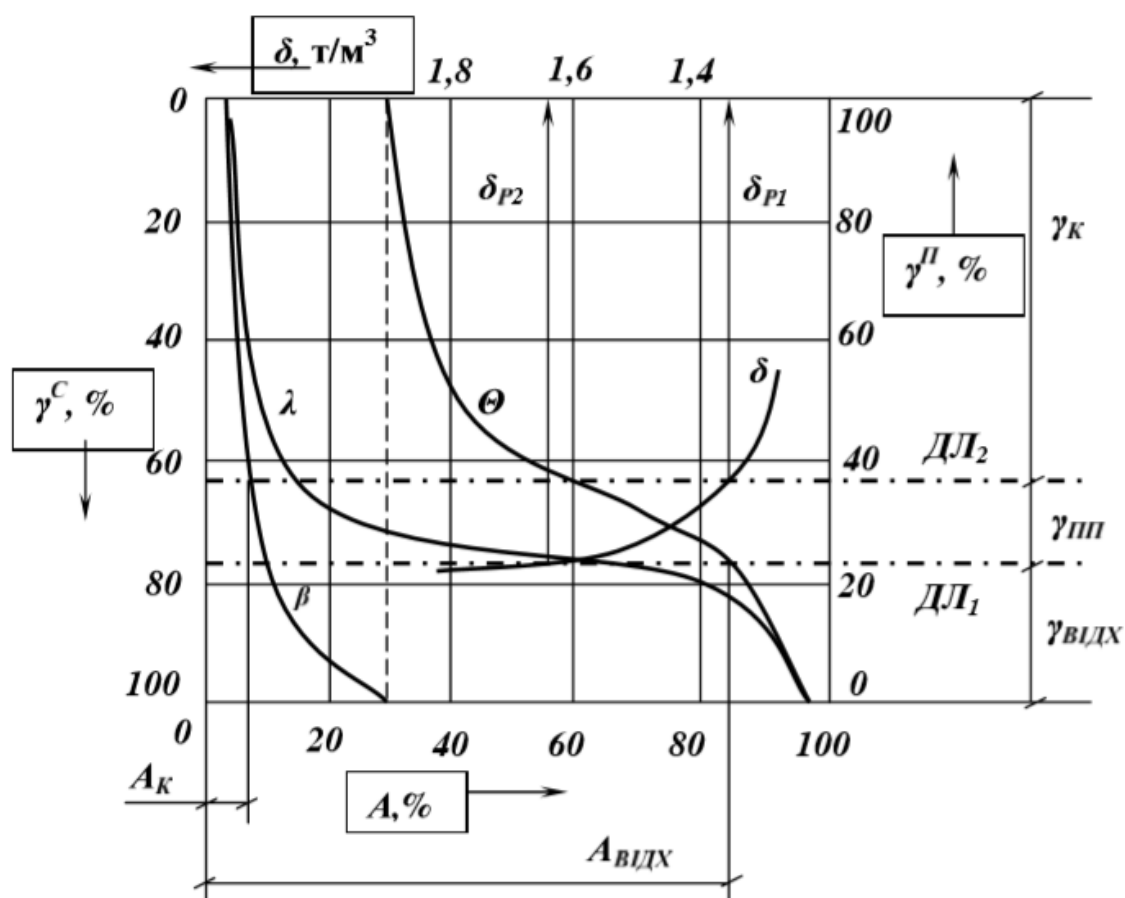


Рис. 3.1. Криві збагачуваності вугілля.

Криві збагачуваності будують у системі координат, де на нижній осі абсцис відкладають зольність фракцій, на верхній осі абсцис - густину розділення, на лівій осі ординат - сумарний вихід фракцій, що спливли, на правій осі ординат - сумарний вихід фракцій, що потонули.

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення: λ - залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій; β - залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю; Θ - залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю; δ - залежність між густиною розділення і виходами фракцій.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення вугілля, густину розділення, можливість шихтовки різного вугілля. Крім того, за характером кривої А можна оцінити збагачуваність матеріалу, що переробляється.

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки прямий: чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовувані в ній процеси збагачення.

При окремому збагаченні двох машинних класів або корисних копалин двох шахт варіантів розділення може бути багато, але вибрати необхідно той, що дозволяє одержати максимальний вихід концентрату заданої якості.

Відповідно до теореми про максимальний вихід концентрату: *"При заданій якості сумарного концентрату його максимальний вихід може бути отриманий тільки в тому випадку, якщо розділення окремих класів (або матеріалів) у кожній окремій операції здійснюється за елементарними шарами з однаковою розділовою ознакою (наприклад, зольністю)".*

3.2. Збагачення у важких середовищах

Характеристика процесу.

Процес збагачення у важких середовищах полягає в розділенні корисних копалин за густиною в гравітаційному або відцентровому полі в середовищі, густина якого є проміжною між густинами компонентів, які розділяються. Збагачення у важких середовищах - найбільш ефективний гравітаційний процес, що дозволяє досягти чіткого розділення корисної копалини за заданою густиною.

Процес збагачення базується на законі Архімеда: на тіло, занурене у рідину, діє виштовхувальна сила, яка дорівнює вазі витісненої тілом рідини.

При зануренні корисної копалини у важке середовище зерна, густина яких менша густини середовища, спливають, а зерна більшої густини тонуть.

Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. Розчини неорганічних солей (найчастіше розчини CaCl_2 і ZnCl_2 з максимальною густиною до 2000 кг/м^3) і органічні рідини (тетраброметан з густиною 2900 кг/м^3 , рідина Сушина-Рорбаха з густиною 3650 кг/м^3 , рідина Клеричи з густиною 4200 кг/м^3 і ін.) звичайно застосовуються при вивченні фракційного складу корисних копалин. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій (табл. 3.2), повинні відповідати певним вимогам:

- мати високу і постійну густину для отримання стійких та малов'язких суспензій при об'ємній концентрації $C=0,15-0,25$;
- бути дешевими і недефіцитними;
- легко відділятися від продуктів збагачення та шламів (легко регенеруватися);
- не бути абразивними і мати високу механічну міцність;
- бути хімічно неактивними, нерозчинними у воді та нетоксичними; не містити шкідливих компонентів, що погіршують.

Таблиця 3.2. Характеристика обважнювачів

Обважнювач	Густина, кг/м^3	
	обважнювача	суспензії (максимальна)
Барит	4400	2200
Піротин	4600	2300
Пірит	5000	2500
Магнетит	5000	2500
Арсенопірит	6000	2800
Феросиліцій	6900	3100
Галеніт	7500	3300

Результати збагачення багато в чому залежать від фізичних властивостей суспензій – густини, в'язкості і стійкості, а також від властивостей обважнювача. Густина суспензій визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta - \Delta)c, \quad (3.1)$$

або

$$\Delta_c = (1 - c)\Delta + \delta c, \quad (3.2)$$

де δ_c , Δ , δ – густина суспензії, води і обважнювача, кг/м^3 ; c – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400–4700 кг/м³, на рудозбагачувальних фабриках – феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м³.

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху їхніх елементарних шарів. Причиною опорів, що виникають при русі рідин, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. Таким чином, для взаємного переміщення частинок реальної рідини необхідна певна витрата енергії. Відповідно до закону Ньютона сили внутрішнього тертя, що виникають між сусідніми шарами рідини, що рухаються, прямо пропорційні швидкості відносного руху і площі поверхні зіткнення:

$$F_T = S\mu \frac{du}{dh}, \quad (3.3)$$

де F_T – сила внутрішнього тертя, Н; S – площа дотичних шарів, м²; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, Па·с; du – різниця швидкостей руху сусідніх елементарних дотичних шарів, м/с; dh – відстань між осями сусідніх елементарних шарів, м; du/dh – градієнт швидкості, с⁻¹.

Поняття “ в'язкість” характерне лише для динамічно рухливих середовищ, тому що з припиненням руху середовища швидкості відносного ковзання шарів стають рівними нулю і зникають сили внутрішнього тертя. Сили внутрішнього тертя залежать від роду середовища. З підвищенням температури в'язкість рідини зменшується. При нормальних умовах динамічний коефіцієнт в'язкості води $\mu = 0,001$ Па·с.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача та його густини. Динамічний коефіцієнт в'язкості суспензії при об'ємній концентрації обважнювача до 40 % визначається за формулою Ванда:

$$\mu_c = \mu_o (1 + 2,5c + 7,35c^2 + 16,2c^{3+} \dots), \quad (3.4)$$

де μ_o , μ_c – динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с; c – об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

Збільшення в'язкості середовища розділення при гравітаційному збагаченні приводить до зниження ефективності процесу. Магнетитові суспензії при високому вмісті обважнювача, наявності шламу і глини стають структурно в'язкими. У таких суспензіях погіршується процес розділення корисної копалини, особливо дрібних зерен, що не тонуть і не спливають, тому що не можуть перебороти опір середовища. Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості важкого середовища, яка не перевищує 0,007 Па·с.

Стійкість суспензії – здатність її зберігати задану густину у різних за висотою шарах. Безструктурні суспензії, застосовувані найчастіше в практиці

гравітаційного збагачення, є досить нестабільними системами. По мірі збільшення структуроутворення або підвищення вмісту в суспензії твердого підвищується і її стійкість.

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними способами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів певного складу; додаванням спеціальних реагентів-пептизаторів, стабілізаторів тощо; фізико-механічними впливами.

Метод стабілізації суспензії шляхом створення в робочій зоні сепаратора висхідних і горизонтальних потоків є основним і тому найпоширенішим. Висхідний потік підвищує густину розділення в порівнянні з густиною суспензії, яка подається в сепаратор. Тому, щоб не знизити точність розділення, при виборі швидкості висхідного потоку враховують тип сепаратора, склад збагачуваного матеріалу, тип обважнювача.

Стійкість суспензії підвищується при добавці в неї тонких класів обважнювача і рудних шламів. Іноді додають 1–3 % глинистих матеріалів або застосовують суміш порошків матеріалів різної густини (напр., суміш феросиліцію з магнетитом або з піротином).

Підвищення стійкості суспензій при одночасному зниженні їхньої в'язкості на 15–35 % може бути досягнуто застосуванням реагентів-пептизаторів, що знижують злипання частинок. Найбільш ефективні гексаметафосфат і триполіфосфат натрію. Реагенти-пептизатори застосовують при значному вмісті шламів у суспензіях і при збагаченні в суспензіях підвищеної густини (понад 2000 кг/м³). Вміст реагентів-пептизаторів у суспензії не повинен перевищувати 0,001–0,5 % від маси обважнювача.

Стійкість суспензії може бути підвищена при одночасному зниженні її в'язкості на 30–40 % за рахунок фізико-механічних впливів (напр., за рахунок коливань з частотою 5–8 Гц і амплітудою 6–10 мм).

Апарати для збагачення у важких середовищах.

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього видалення пустої породи (при переробці руд). Для збагачення кам'яного вугілля крупністю більше 6-10 мм і руд крупністю більше 3-5 мм застосовуються сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні. При збагаченні вугілля і руд меншої крупності застосовують апарати з відцентровим полем – гідроциклони.

Умовні позначки важкосередовищних апаратів наведені в табл. 3.3.

Колісні сепаратори (СКВ, СКВП, СКВД, СКВС) застосовують на вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів (до 300 мм).

Вони можуть також використовуватися при збагаченні руд, особливо при крупному живленні і великій продуктивності збагачувальної фабрики.

Таблиця 3.3. Умовні позначки важкосередовищних апаратів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СКВ - сепаратор колісний вертикальний СКВД - сепаратор колісний вертикальний для збагачення двох класів СКВС- сепаратор колісний вертикальний для збагачення сланцю	В - ширина ванни, дм
СК - сепаратор конусний	Б - діаметр конуса, м
СБЕ - сепаратор барабанний елеваторний СБС - сепаратор барабанний спіральний	Б - діаметр барабана, м
ГТ - гідроциклон важкосередовищний: двопродуктовий	Б - діаметр гідроциклона, мм
ГТ - гідроциклон важкосередовищний: трипродуктовий	Б1/Б2 - діаметри першого і другого ступенів гідроциклонної установки

Принцип дії колісного сепаратора (рис. 3.2) такий: вихідний матеріал у напівциліндричну ванну 1 надходить по жолобу 2. Через нижній патрубок 3 у ванну подається суспензія, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки. В ванні сепаратора вугілля розділяється в магнетитовій суспензії на фракцію, що спливає (легкий продукт), і фракцію, що потонула (важкий продукт). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження – гребковим механізмом 4. В залежності від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30–80 мм, тому гребковий механізм розвантажує легкий продукт на шпальтове сито 5 для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Важкий продукт осідає на дно ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса 6, що спирається на котки 7, і при його обертанні розвантажується із сепаратора.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкого продукту більше 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB / \gamma_{\text{лн}}, \text{ т/год}, \quad (3.5)$$

де q - питома продуктивність сепаратора, т/год м; B - ширина ванни, м; $\gamma_{\text{лн}}$ - можливий вихід легкого продукту, %.

Якщо у вугіллі міститься понад 50 % породи, необхідно перевірити транспортну здатність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0,06wnzk\delta, \text{ т/год}, \quad (3.6)$$

де w - місткість одного ковша, м³; n - частота обертання елеваторного колеса, хв⁻¹; z - число ковшів елеваторного колеса; k - коефіцієнт заповнення ковшів; δ - насипна густина важкої фракції, кг/м³.

Живлення

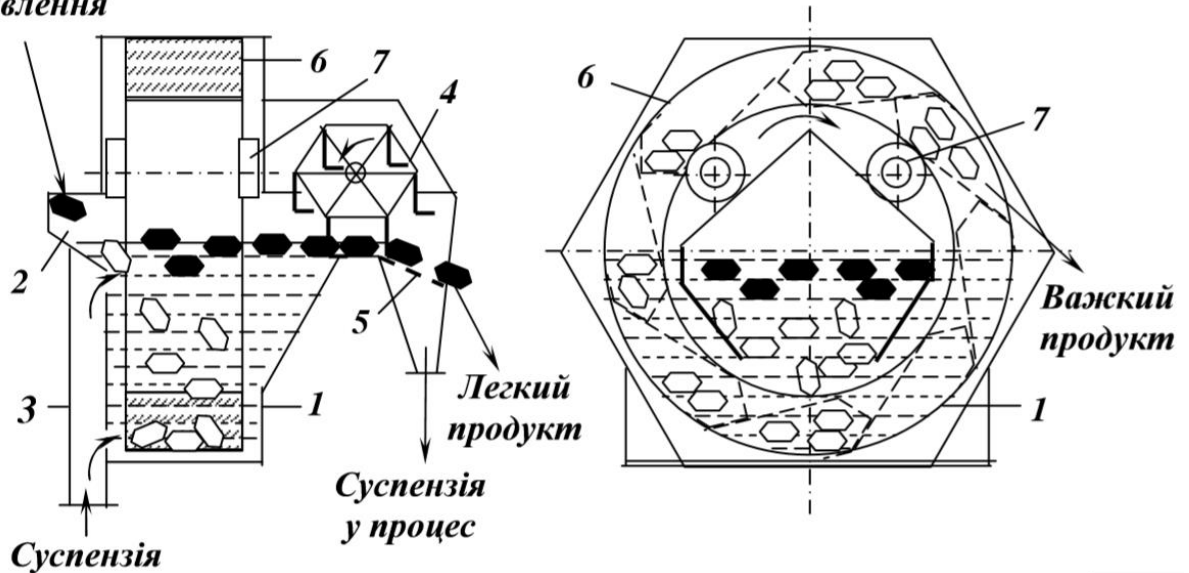


Рис. 3.2. Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом:

- 1 – корпус; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубков;
4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо;
7 – котки.

Сепаратор СКВ-32 має декілька модифікацій: модифікація СКВД-32 призначена для збагачення двох класів крупності (напр., 6–25 і +25 мм) у одному сепараторі, ванна якого розділена на дві частини; модифікація СКВС-32 призначена для збагачення сланців крупністю до 500 мм; модифікація СКВП-32 з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах.

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин використовують *конусні* і *барабанні суспензійні сепаратори*.

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найвищу точність поділу, але оскільки вони відрізняються і найвищими експлуатаційними витратами, їх варто застосовувати лише при збагаченні дорогоцінних корисних копалин, що важко збагачуються і містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу 1 надходить у сепаратор (рис. 3.3).

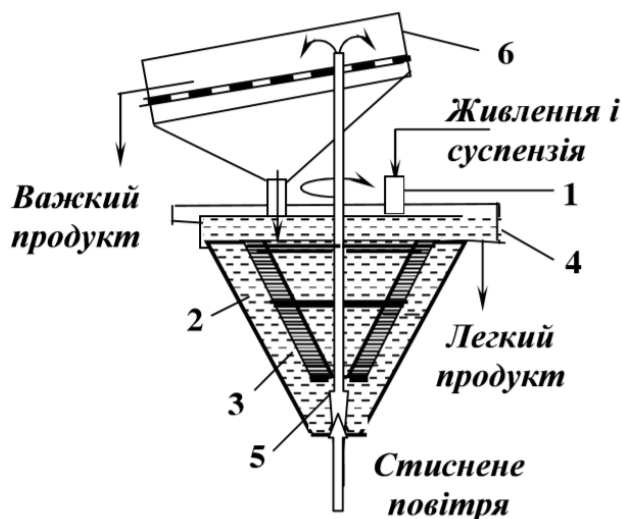


Рис. 3.3. Схема конусного сепаратора:

- 1 – завантажувальний жолоб;
- 2 – корпус;
- 3 – мішалка;
- 4 – кільцевий жолоб;
- 5 – ерліфт;
- 6 – дренажне сито.

Корпус 2 конусного сепаратора складається з конічної ємності з верхньою циліндричною частиною. По осі сепаратора на порожньому валу обертається мішалка 3. Перемішування суспензії сприяє підвищенню її стійкості. Крім того, рух суспензії і продукту, що спливає по кругових траєкторіях, приводить до збільшення часу перебування матеріалу в апараті, а отже, підвищення ефективності процесу розділення. Продукт, що спливає, розвантажується разом із суспензією переливом через зливний поріг у кільцевий жолоб 4 і направляється в цикл регенерації суспензії.

Важкий продукт занурюється в нижню частину конуса і за допомогою стисненого повітря ерліфтом 5 вивантажується на дренажне сито 6, де відбувається відділення суспензії і повернення її в сепаратор.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0,8D^2, \text{ т/год}, \quad (3.7)$$

де q – питоме навантаження, т/год · м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 3.4 а) являє собою обертовий барабан 1, установлений на опорних котках 2. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті 3.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці по жолобу 4. Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб 5, а важкий піднімається лопатями уверх і направляється в жолоб 6. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб 6 потрапляє лише незначна кількість суспензії.

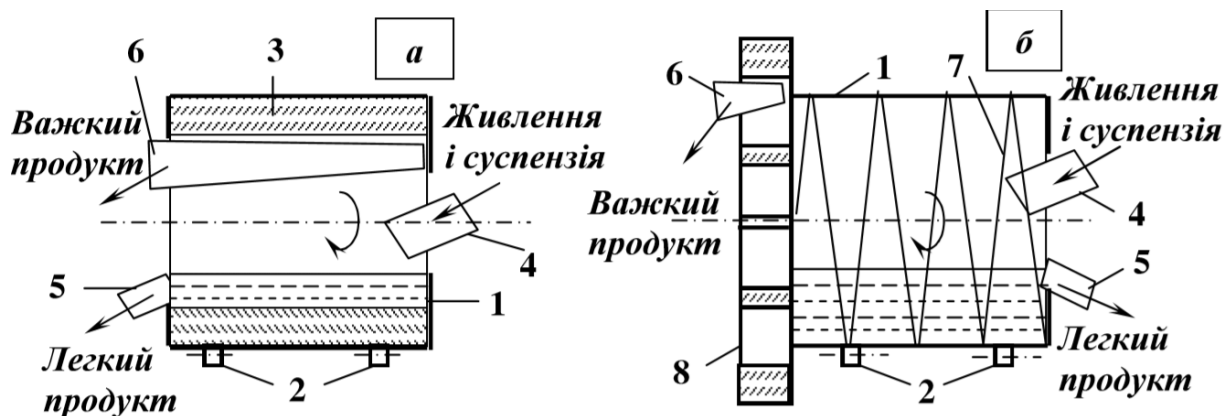


Рис. 3.4. – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів:
а – елеваторний сепаратор СБЕ; б – спіральний сепаратор СБС.

1 – барабан; 2 – опорні котки; 3 – перфоровані лопаті;
4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту;
6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту;
7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатевий елеватор.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 3.4 б) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої двозахідної спіралі 7 на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщує важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажується із сепаратора лопатевим елеватором 8.

Продуктивність барабанних сепараторів, так само як і конусних, визначається за питомим навантаженням на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = qF \approx 0,6D^2, \text{ т/год}, \quad (3.8)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але ефективність розділення в них нижча, ніж у колісних і конусних сепараторів.

Суспензійні циклони (рис. 3.5) застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5-25 мм і перезбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд – у діапазоні крупності 0,3-6 мм. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного в циклонах, складає 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Застосування важкосередовищних гідроциклонів обумовлене низькою ефективністю розділення дрібних класів у сепараторах, де швидкість падіння частинок у суспензії зменшується пропорційно їх крупності. Для того щоб дрібні зерна встигли розділитися у важкосередовищному сепараторі, необхідно знижувати питоме навантаження. Дуже дрібні зерна з густиною,

близькою до густини розділення, у статичних умовах розділити практично неможливо. Підвищення швидкості розділення дрібних частинок у важких середовищах досягається заміною гравітаційного поля сил відцентровим, тобто застосуванням гідроциклонів.

Важкосередовищні гідроциклонні установки дозволяють виділяти два або три продукти. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів той же, що і класифікаційних (п. 2.4).

У **двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон** (рис.3.5 а) суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку 1, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери 2. Легкий продукт з основною масою проясненої суспензії виводиться з гідроциклонна через зливний патрубок 3 і видаляється через зливну камеру 4. Важкий продукт разом зі згущеною суспензією вивантажується через нижню насадку 5 у приймальну камеру 6.

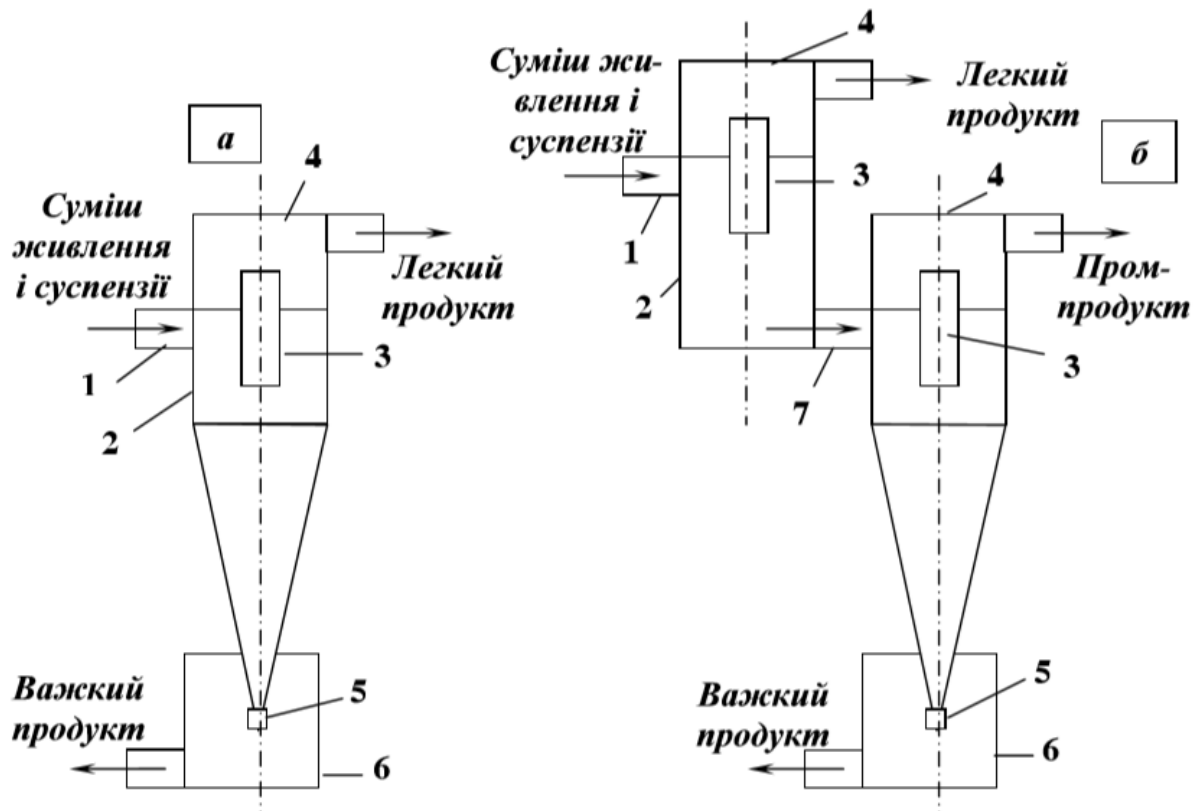


Рис. 3.5. – Схеми важкосередовищних гідроциклонів:
а – двопродуктового; б – трипродуктового.

1 – живильний патрубок; 2 – завантажувальна камера; 3 – зливний патрубок; 4 – розвантажувальна камера; 5 – нижня насадка; 6 – приймальна камера; 7 – з'єднувальний патрубок.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 3.5 б) дозволяє в єдиному потоці суспензії розділити матеріал на три продукти. Він являє собою апарат, що складається з циліндричної і циліндроконічної секцій, з'єднаних між собою перехідним патрубком 7.

Суміш вихідного матеріалу із суспензією по тангенціальному патрубку надходить під напором у першу (циліндричну) секцію гідроциклона. Легкий продукт із потоком проясненої суспензії виводиться через зливний патрубок першої секції. Суміш важких фракцій з потоком згущеної суспензії надходить у другу секцію гідроциклона. Таким чином, у другій секції розділення важких фракцій відбувається по більшій густині. Важкий продукт видаляється через нижню насадку, промпродукт – через зливну насадку другої секції.

Продуктивність суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за формулою (2.46).

Технологія збагачення у важких суспензіях

Технологічні схеми збагачення у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Важкосередовищна сепарація використовується в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього відділення породи. Але найширше застосування важкосередовищна сепарація знайшла в схемах переробки вугілля.

Схема збагачення за одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 3.6).

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГИСЛ. При цьому відмивання обважнювача протікає за допомогою двох рядів бризгал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

При необхідності роздільного збагачення двох машинних класів (наприклад, 6 - 25 і 25 - 200 мм) доцільно використовувати сепаратор СКВД-32, ванна якого в поздовжньому напрямку розділена на два відділення.

Збагачення горючих сланців з розділенням їх на два продукти (концентрат і відходи) здійснюється із застосуванням сепаратора СКВС-32. Цей сепаратор відрізняється від інших сепараторів модифікації СКВ тим, що має елеваторне колесо з 6-ма ковшами (у всіх інших 8), що дозволяє переробляти матеріал крупністю до 500 мм.

Збагачення у важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів руд крупного і агрегатного вкраплення, а також коксівного вугілля і антрацитів дуже трудної і трудної збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

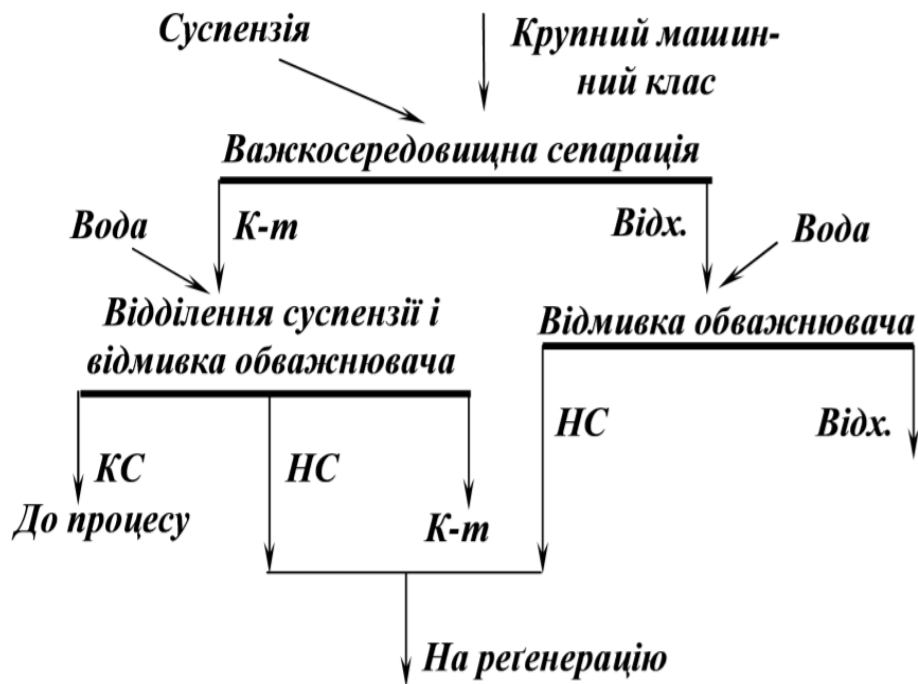


Рис. 3.6. Схема збагачення вугілля крупних класів за одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; НС – некондиційна суспензія.

Схема збагачення за одну стадію в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні (рис. 3.7) з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм. Вона застосовується також при переробці алмазів.

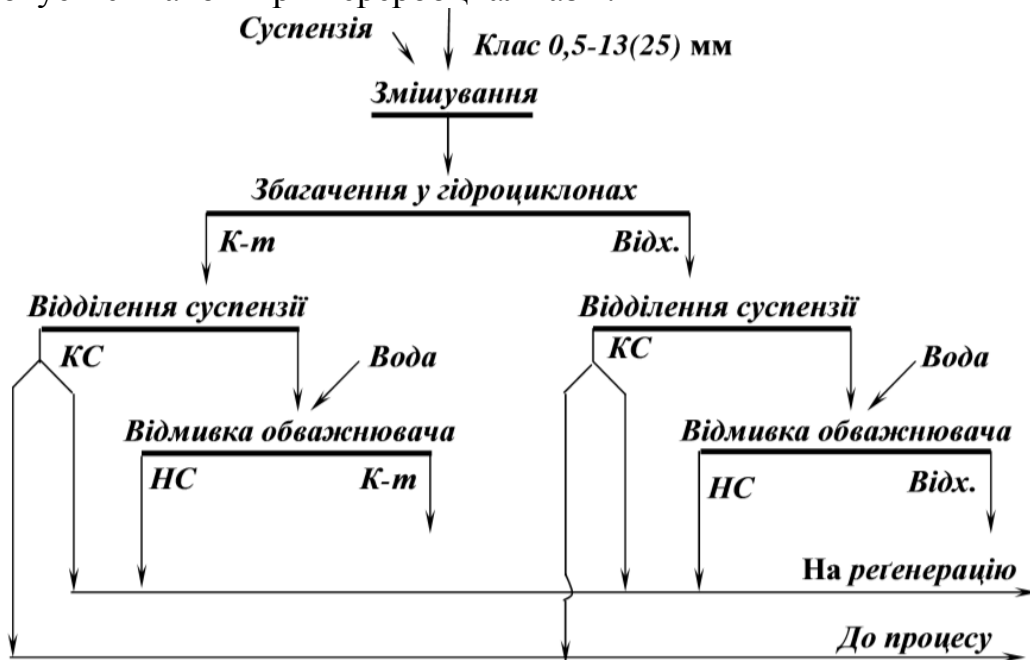


Рис. 3.7. Схема збагачення дрібного вугілля за одну стадію з виділенням двох продуктів.

При необхідності одержання трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту, відходів) за одну стадію застосовують трипродуктові гідроциклони.

Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніші схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напору на вході в апарат, більших в 3-4 рази витрат суспензії і складнішої системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

До якості машинного класу, що надходить на збагачення в гідроциклони, висувуються підвищені вимоги і, насамперед, щодо вмісту шламів. Щодо крупного класу знешламлювання здійснюється за класом 13 (25) мм, дрібного – звичайно за класом 0,5 мм.

При відмивці обважнювача утворюється значний об'єм некондиційної (розрідженої) суспензії, яка направляється на регенерацію (рис. 3.8).

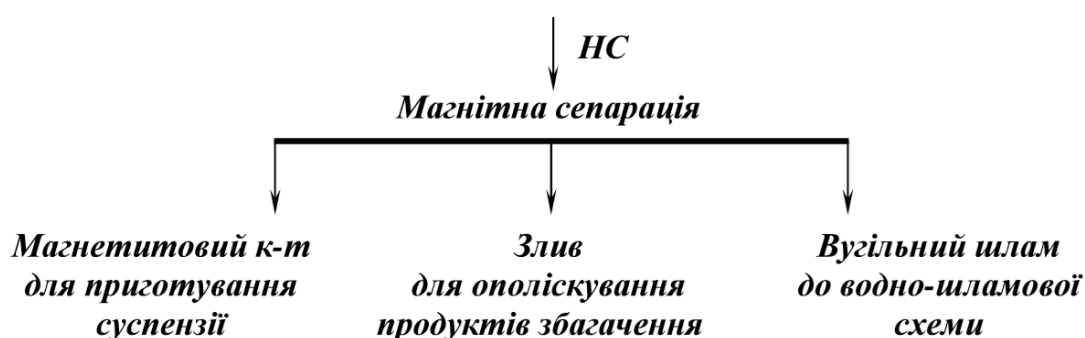


Рис. 3.8. Схема регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, розрідженого при відмиванні магнетиту від продуктів збагачення, якомога повнішого вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу, що потрапляє в неї з вихідним вугіллям. Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової суспензії є магнітна сепарація, основана на використанні відмінностей у магнітних властивостях магнетиту і вугільного шламу.

3.3. Збагачення у струмені води на похилій площині

Теоретичні основи процесів розділення.

Розділення частинок у потоці води, що тече по похилій площині, здійснюється в шлюзах, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах.

Пульпа в цих апаратах рухається по похилій площині під дією сили ваги. Струмінь води, що тече по похилій площині, із завислими в ньому частинками, зазнає при цьому опору, створюваного шорсткістю поверхні,

рифлями, осілими частинками. Таким чином, на частинку, що рухається в потоці, діють такі сили (рис. 3.9):

– гравітаційна:

$$G_0 = m(\delta - \Delta)g / \delta; \quad (3.9)$$

– динамічного тиску потоку:

$$P_0 = \psi(V_{cp} - V)^2 d^2 \Delta; \quad (3.10)$$

– динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків, що утворюються при турбулентних режимах:

$$P_c = \psi f c^2 d^2 \Delta; \quad (3.11)$$

- тертя:

$$T = G_0 f \cos \alpha,$$

де m – маса частинки, кг; δ, Δ – густина частинки і середовища, кг/м³; d – розмір частинки, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища; V_{cp}, c, V – середня швидкість потоку, її вертикальна складова і швидкість руху частинки у потоці, м/с; f – коефіцієнт тертя ковзання; α – кут нахилу поверхні, град.

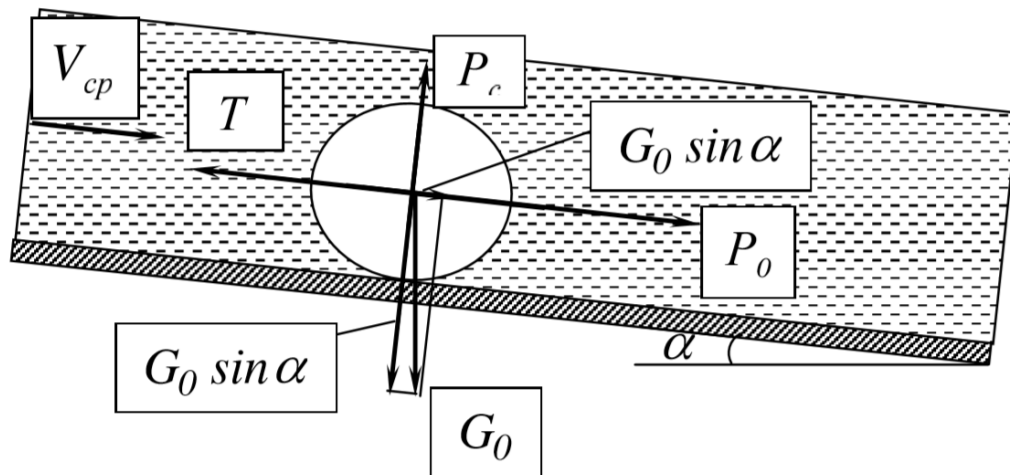


Рис. 3.9. Схема сил, які діють на мінеральну частинку у струмені води, яка тече по похилій поверхні.

Мінеральні зерна залежно від їхньої форми під дією сукупності сил ковзають або перекочуються по дну, періодично піднімаються вихровими струменями і переміщуються водним потоком у завислому стані, потім знову торкаються дна і т.д.

З умови рівноваги сил швидкість переміщення частинок:

– у потоці:

$$V = V_{cp} - \sqrt{V_0^2 (f \cos \alpha - \sin \alpha i - f c^2)}, \text{ м/с}; \quad (3.12)$$

– по дну ($0 \text{ с} =$):

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f \cos \alpha - \sin \alpha}, \text{ м/с}; \quad (3.13)$$

де V_0 – кінцева швидкість падіння частинки, м/с.

При малих кутах нахилу робочої поверхні можна прийняти $\sin \alpha \approx 0$, $\cos \alpha \approx 1$ і, якщо знехтувати вертикальною складовою швидкості потоку, величина якої дуже мала, то вирази (3.12) і (3.13) спрощуються і набувають вигляду:

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f}, \text{ м/с}; \quad (3.14)$$

З виразу (3.14) видно, що при $V_{cp} > V_0$ частинки будуть переміщатися водним струменем, при $V_{cp} < V_0$ – ні. Швидкість поздовжнього переміщення частинки потоком V_{cp} буде тим більша, чим менша швидкість її падіння V_0 . З цієї причини дрібні і легкі частинки будуть переміщатися водним струменем по похилій площині з більшою швидкістю, ніж великі і важкі, тому що швидкість падіння частинки залежить від її розміру і густини.

Збагачення на шлюзах.

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи).

У найпростішому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом $5 - 8^\circ$ (рис. 3.10). На його дно укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступна або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів. Наявність трафаретів на днищі шлюзу сприяє як збільшенню сил тертя частинок об їхню поверхню (за рахунок підвищення коефіцієнта тертя), так і утворенню вихрових потоків. Як трафарети використовують крупногрудкову гальку, решітчасті дерев'яні конструкції, гумові килими з чарунками різної глибини і форми. При збагаченні дрібних розсипів і тонкоподрібнених руд застосовують ворсисті покриття у вигляді матів з рослинних або штучних волокон, плюшу, повсті, полотна, вовни й ін.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода спільно подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При русі потоку суспензії по похилій площині жолоба зерна мінералів, що знаходяться в ній, будуть рухатися з неоднаковою швидкістю, яка залежить від їх густини. Більш важкі частинки під дією сили тяжіння осідають на дні жолоба і рухаються з меншою швидкістю, більш легкі знаходяться у верхньому шарі потоку і рухаються з швидкістю, близькою до

швидкості потоку. При створенні на шляху руху потоку перешкод у вигляді рейок створюється турбулентний (вихровий) характер руху потоку суспензії в нижньому шарі і ламінарному (спокійний) у верхньому. Важкі зерна мінералів затримуються рейками, а легкі несуться потоком. Внаслідок турбулентного характеру руху потоку в нижньому шарі відбувається перемішування осілих зерен і винесення легких частинок у верхній шар потоку. На цьому принципі розділення мінералів за густиною базується робота багатьох апаратів: шлюзів, концентраційних столів, струминних, конусних і гвинтових сепараторів. Використовуючи однаковий принцип розділення мінеральних частинок, вони відрізняються способами уловлювання і розвантаження важких і легких фракцій.

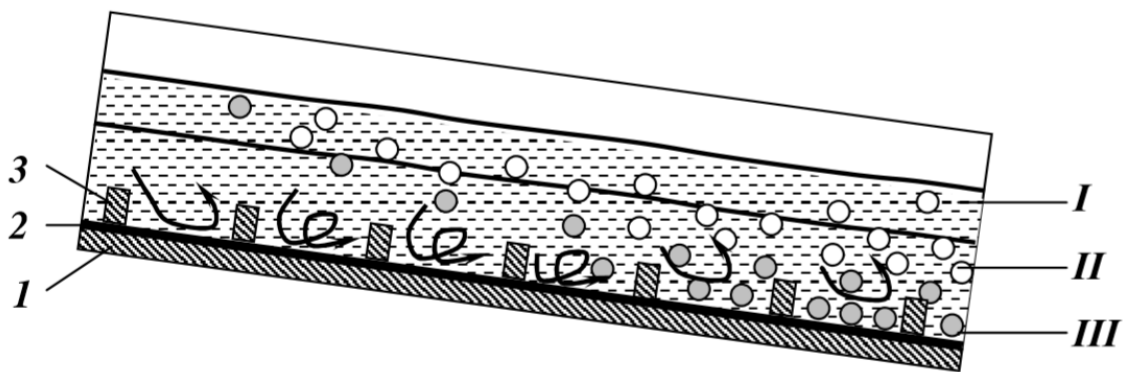


Рис. 3.10. Схема збагачення на шлюзі:

1 – днище; 2 – мат; 3 – трафарет.

I – шар завислих зерен; II – шар первинної концентрації;

III – шар остаточної концентрації.

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, поки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і здійснюється споліскування, призначення якого – видалення зі шлюзу важкого продукту (концентрату). У залежності від конструкції шлюзу споліскування може бути зроблене вручну (зняття трафарету і змив важкого продукту у відповідний приймач), механічно або автоматично. Залежно від властивостей збагачуваного матеріалу, вмісту в ньому важкої фракції і його крупності інтервал між споліскуваннями може складати від декількох годин до декількох днів. Вихід концентрату на шлюзі складає десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

Відповідно до умов роботи шлюзи підрозділяють на такі групи:

- *шлюзи глибокого наповнення* – працюють на рядових, не підготовлених до збагачення рудах, в них одночасно виконується дві операції – дезинтеграції і концентрації;

- *шлюзи дрібного наповнення* – працюють на попередньо дезинтегрованому і розкласифікованому за крупністю матеріалі;

– *ворсисті шлюзи* – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлюючим покриттям і не мають трафарету;

– *рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям* – за характером процесу концентрації належать до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Застосування шлюзів з рухомим уловлюючим покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – споліскування здійснюється безупинно без демонтажу трафаретів і уловлюючих покриттів.

Шлюз з рухомим уловлюючим покриттям ШПРП (рис. 3.11) являє собою нескінченну гумову стрічку коробчатого перетину з покриттям у вигляді нарифлень.

Стрічка натягнута між двома барабанами (приводним і натяжним), закріпленими на рамі. Конструкцією передбачена можливість регулювання кута нахилу робочої поверхні. Вихідний матеріал завантажується на верхню (робочу) вітку стрічки, що рухається назустріч потоку пульпи. Легкі фракції змиваються водою і розвантажуються з нижнього барабана, а осілі на стрічку важкі фракції змиваються за допомогою бризкала після огинання стрічкою ведучого барабана.

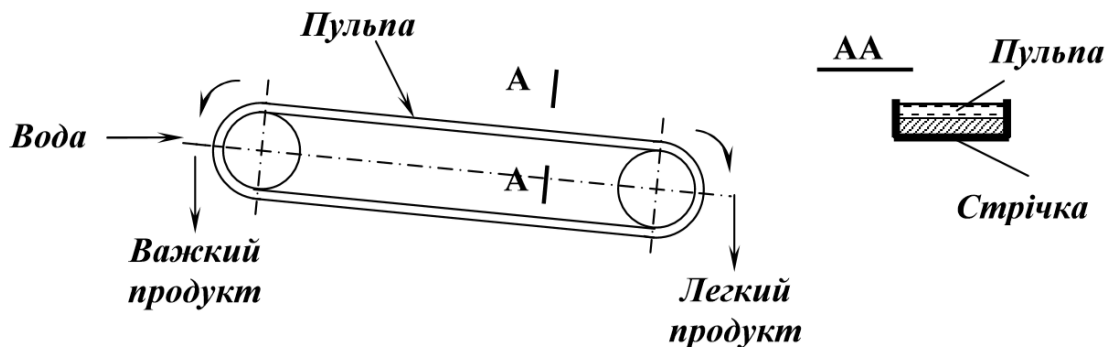


Рис. 3.11. Схема шлюзу з рухомим уловлюючим покриттям

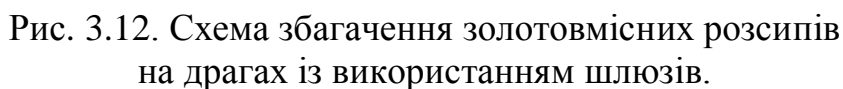
Шлюзи мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні розсипів.

Об'ємна продуктивність шлюзів залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R) / \delta, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.15)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/год; δ – густина твердої фази, т/м³; R – розрідженість пульпи, частки од.

Основна умова підготовки матеріалу до збагачення на шлюзах – його дезинтеграція, промивка і грохочення. Схема збагачення золотовмісних розсипів з використанням шлюзів наведена на рис. 3.12.



Збагачення на концентраційних столах.

128

поздовжнього нахилу $\pm 0,2-0,5^\circ$. Концентраційні столи мають 1-6 дек, розташованих одна над одною. Продуктивність кожної деки на крупному матеріалі до 4 т/год, на тонкому – до 0,2-0,5 т/год. Вміст твердого компонента в живленні 15-40% (за масою), витрата додаткової (змивної) води 1-2,5 м³/т. Як правило, на концентраційних столах виділяють концентрат, промпродукти і хвости.

Схематична будова концентраційного стола показана на рис. 3.13.

Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека з закріпленими на ній рифлями прямокутної форми. Форма дек може бути прямокутною, трапецієвидною і діагональною (рис. 3.14).

У залежності від способу установалення столи можуть бути опорними (дека опирається на ресори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами).

Розділення матеріалу за густиною відбувається на деці 2 столу, що являє собою похилу площину, закріплену за допомогою шарнірних опор 3 на рамі. Дека покривається лінолеумом, зверху до неї прикріплюються рифлі. Конструкцією передбачена можливість регулювання поперечного і поздовжнього кутів нахилу деки. Дека столу одержує зворотнопоступальні рухи від привода 1 і зворотної пружини. Вихідне живлення разом з водою подається в завантажувальний бункер 5, а додаткова (змивна) вода – у поздовжній жолоб 4, у якому є заслінки для розподілу води по поверхні столу.

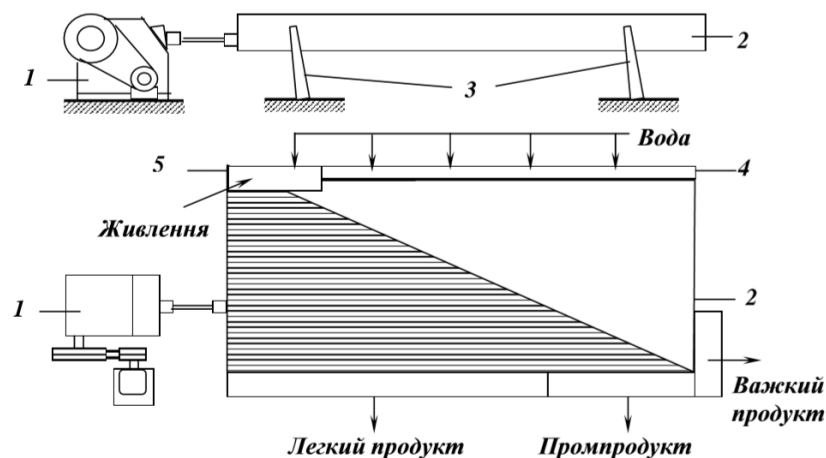


Рис. 3.13. Схема концентраційного стола:

1 – привод; 2 – дека стола із рифлями; 3 – опори;
4 – жолоб змивної води; 5- бункер живлення.



Рис. 3.14. Форми дек концентраційних столів:

а – прямокутна; б – трапецієвидна; в – діагональна.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок у поздовжньому і поперечному напрямках відповідно до їх густини і крупності.

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці води. Розшарування на концентраційному столі носить значною мірою сегрегаційний характер: у нижніх шарах розташовуються тонкі частинки більшої густини, над ними – крупні частинки тієї ж густини, вище – у тій же послідовності частинки малої густини (рис. 3.15).

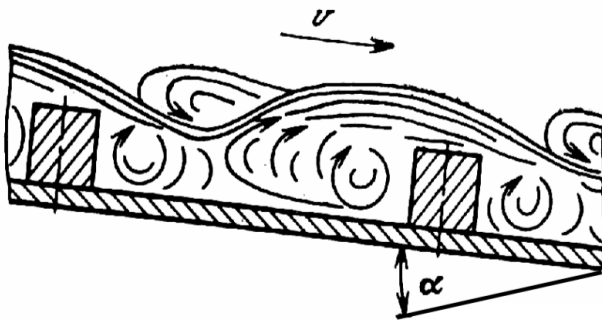


Рис. 3.15. Схема руху потоку рідини похилою нарифленою поверхнею.

Транспортування частинок у поздовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки. Асиметричність її руху (назад під дією пружини дека рухається швидше) приводить до появи значних інерційних сил, що перевищують сили тертя об поверхню. У поперечному напрямку частинки транспортуються потоком води. Таким чином, кінцева швидкість V переміщення частинки по деці столу залежить від двох складових: інерційної V_{in} і гідродинамічної $V_{гд}$. Частинки більшої густини (δ_2), що знаходяться в нижніх шарах, зазнають більшого впливу від інерційних сил, частинки меншої густини (δ_1) – більшого впливу від гідродинамічних (рис. 3.16). У результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини на деці столу утвориться своєрідне віяло продуктів поділу (рис. 3.17).

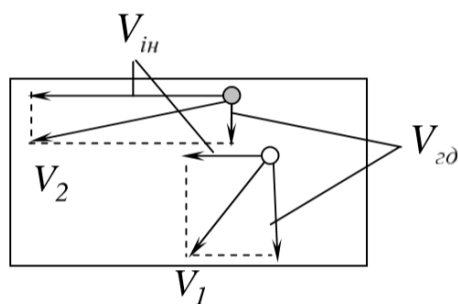


Рис. 3.16. Схема руху часток різної густини ($\delta_1 < \delta_2$) по деці столу.

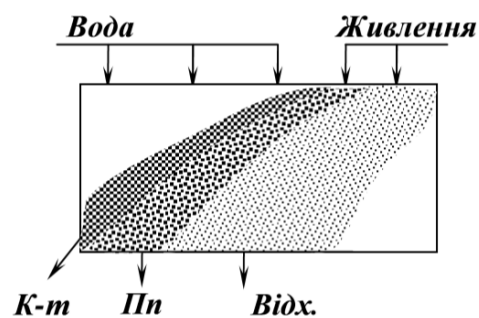


Рис. 3.23. Схема розподілу продуктів на деці концентраційного столу.
($\delta_{K-m} > \delta_{nn} > \delta_{відх.}$).

Концентраційні столи випускаються одно-, дво-, і багатодечними. Умовні позначки концентраційних столів наведені в табл. 3.4.

Таблиця 3.4. Умовні позначки концентраційних столів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СКО - стіл концентраційний опорний	Б - площа дек, м
ЯСК - ярусний стіл концентраційний	Заводська модифікація
СКПМ - стіл концентраційний підвісний багатодечний	б - число дек

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для установа великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перевищення концентратів.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, розбіжності в густині мінералів, які розділяються, і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, промпродукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного столу може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих}\left(Fd_{cp}\frac{\delta_v-1}{\delta_l-1}\right)^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (3.16)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}$, δ_v , δ_l – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки столу, м²; d_{cp} – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

При збагаченні і знесірченні вугілля та антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається за формулою:

$$Q = kV_{cp}\delta_{вих}d_{max}L, \text{ т/год}, \quad (3.17)$$

де d_{max} – розмір максимального зерна в живленні, м; k – коефіцієнт, що залежить від d_{max} (при $d_{max} = 1$ мм $k = 6$, при $d_{max} = 10$ мм $k = 1,5$); V_{cp} – середня швидкість руху матеріалу по деці, м/год; $\delta_{вих}$ – густина збагачуваного матеріалу, т/м³; L – периметр розвантаження продуктів, м.

Продуктивність концентраційного столу, яка розрахована за формулами (3.16) і (3.17), належить до операцій основної концентрації. В операціях перевищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20 – 40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

Основна умова підвищення ефективності збагачення на концентраційних столах полягає в попередньому відділенні крупних класів і знешламливанні. Схема збагачення подрібненої каситеритової руди на концентраційних столах наведена на рис. 3.18.

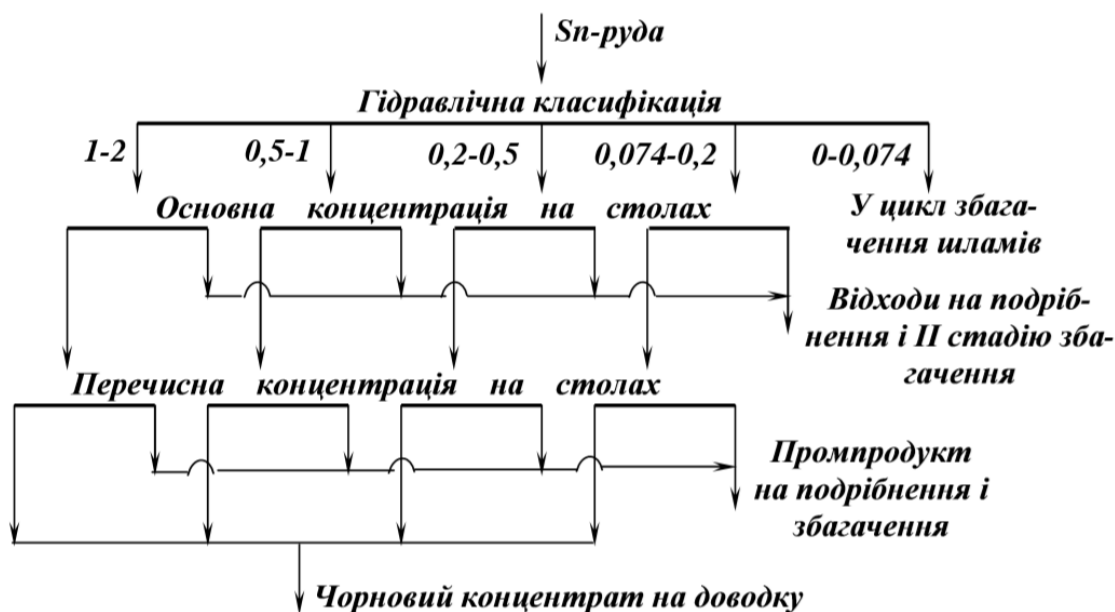


Рис. 3.18. Схема збагачення подрібненої каситеритової руди.

Головними технологічними і конструктивними параметрами, що впливають на роботу концентраційних столів, є речовинний склад вихідного матеріалу, вміст твердого в живленні і витрата змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень. З концентраційними столами конкурують гвинтові сепаратори.

Гвинтова сепарація.

Винайдена Парді, вперше використана на вуглезбагачувальній фабриці в США у 1898 р. Процес застосовується для сухого і мокрого збагачення. Розрізняють суху і мокру гвинтову сепарацію.

Суха гвинтова сепарація (СГС) широко застосовувалася в 20-і роки ХХ ст. для збагачення антрацитів крупністю 6-100 мм. Конструктивно сепаратор складався з декількох касадно розташованих жолобів, один з яких ширший за інші і мав вищий борт. У 1922 р. тільки на американських збагачувальних фабриках працювало близько 4000 гвинтових сепараторів такого типу. Принцип дії цих сепараторів оснований на різниці в коефіцієнті тертя для породи та вугілля по робочій поверхні.

Мокра гвинтова сепарація (МГС) вперше з'явилася на рудозбагачувальних фабриках, а потім поширилася на збагачення вугілля. Перші досліді з МГС стосувалися збагачення золота (40-і роки ХХ ст., І.Б.Хемфрі), перша промислова установка МГ-сепарації створена в США (1943) для збагачення хромітвмісних пісків. Виготовляються одно-, дво- та

тризахідні сепаратори з регульованим (з листової сталі і алюмінієвих сплавів) і нерегульованим кроком витків (з чавунного або сталевих литва і алюмінієвих сплавів). Різновид гвинтових сепараторів – гвинтові шлюзи.

Сьогодні гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення питомо-важких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення дорогоцінних мінералів з високою густиною з відходів флотаційного або магнітного збагачення. Вони знайшли широке застосування для збагачення дрібнозернистих пісків, що містять ільменіт, циркон, рутил і інші корисні копалини, а також для збагачення корінних руд рідкісних і благородних металів, залізних руд, фосфоритів, хромітів, кам'яного вугілля і алмазів.

Галузь застосування того або іншого типу гвинтового апарата визначається крупністю корисних мінералів. При їх крупності в межах 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують гвинтові шлюзи. Принцип дії гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише формою жолоба: у шлюзу – прямокутна, у сепаратора – частина круга або еліпса (профіль жолоба є ноу-хау фірм-виробників).

Гвинтовий сепаратор (рис. 3.19) являє собою нерухомий спіральний жолоб 1 з вертикальною віссю 2, яка служить йому опорою. У завантажувальний пристрій 3, що знаходиться в верхній частині жолоба, подається попередньо класифікована руда разом із водою.

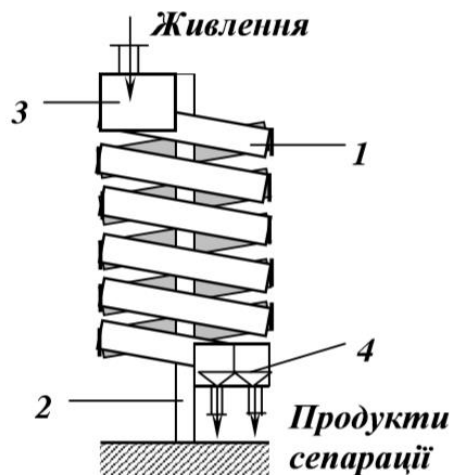


Рис. 3.19. Схема гвинтового сепаратора:

- 1 – гвинтовий жолоб;
- 2 – опора;
- 3 – завантажувальний пристрій;
- 4 – розвантажувальний пристрій.

Друга частина води подається безпосередньо у жолоб. Пульпа поздовжніми струменями висотою 6 – 15 мм під дією сил ваги стікає вниз по гвинтовому жолобу. В процесі руху по жолобу матеріал у пульпі розділяється за густиною. Зерна важких мінералів концентруються в придонній частині жолоба (важке “ядро”), а зерна легких мінералів виносяться в верхні шари потоку і зносяться вниз з більшою швидкістю, ніж важкі.

Одночасно, крім поздовжніх струменів, у пульпі утворюються поперечні циркулюючі потоки. Під дією поперечних потоків і відцентрових сил, що виникають під час криволінійного руху, відбувається розшарування

зерен за густиною в радіальному напрямку. Легкі зерна під дією відцентрових сил і поперечних водних потоків переміщуються у периферійну зону жолоба і концентруються біля його зовнішнього борту. Величина відцентрових сил, що діють на зерна важких мінералів, які концентруються в придонній зоні, значно менша, ніж у верхніх шарах. Також в придонній зоні поперечні водні потоки і відцентрові сили діють у протилежних напрямках. Тому зерна важких мінералів концентруються біля внутрішнього борту жолоба. Розшарування основної маси зерен за густиною закінчується після проходження пульпою двох-трьох витків, далі зерна рухаються униз по траєкторіях, близьких до гвинтових ліній. Важкий продукт розвантажується відсікачами з верхніх витків, промпродукт – з нижніх витків, а легкий продукт – в кінці жолобу.

Жолоби гвинтових апаратів виготовляють з чавуну, алюмінієвих сплавів, пластмас. Число жолобів у гвинтових сепараторах і шлюзах може бути від 1 до 4.

Умовні позначки гвинтових апаратів наведені в табл. 3.5.

Таблиця 3.5. Умовні позначки гвинтових апаратів

Літерні позначки	Цифрові позначки	
	Перша цифра	Останні цифри
СВ - сепаратор гвинтовий	Число жолобів	Діаметр жолоба, м
ШВ - шлюз гвинтовий		

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шлаків приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_o \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_e - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год}, \quad (3.18)$$

де k_o – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_o = 0,4$; для легкозбагачуваних – $k_o = 0,7$); $\delta_{вих}$, δ_e , δ_l – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питома-важких частинок у живленні, мм.

Схема збагачення титановмісних розсипних руд з використанням гвинтових сепараторів наведена на рис. 3.20.

Вилучення корисної копалини до концентрату у гвинтових сепараторах становить до 90-97%. Вміст твердого в пульпі 15-25%. Продуктивність сепараторів по твердому в середньому 1-12 м³/год і більше. Оптимальна продуктивність на вугіллі складає 10-15 т/год. При зольності вихідного



Протитечійна водна сепарація

а важких – зустрічним. Ефективність розділення підвищується за рахунок рециркуляції частини збагачуваного матеріалу в межах робочої зони.

Протитечійна сепарація реалізується з використанням крутопохилих (КНС) і шнекових (СШ) сепараторів.

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розубоженного вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм.

Крутопохилий сепаратор (рис.3.21) являє собою прямокутний короб 1, нахилений під кутом $46 - 54^\circ$ до горизонту. Всередині корпусу розташовано завантажувальний жолоб 2 для подачі в сепаратор вихідного матеріалу. На верхній кришці кожного із відділень закріплені гвинтові регулятори 3 дек 4, які обладнані зигзагоподібними перегородками. Деки, що фіксуються гвинтовими регуляторами, забезпечують необхідний перетин каналу у породному (нижньому) і концентратному (верхньому) відділеннях сепаратора. Крім того, зигзагоподібні перегородки на деках збільшують опір потоку у верхній частині каналу і створюють змінне поле швидкостей потоку, яке забезпечує сприятливі умови для розділення матеріалу в робочій зоні.

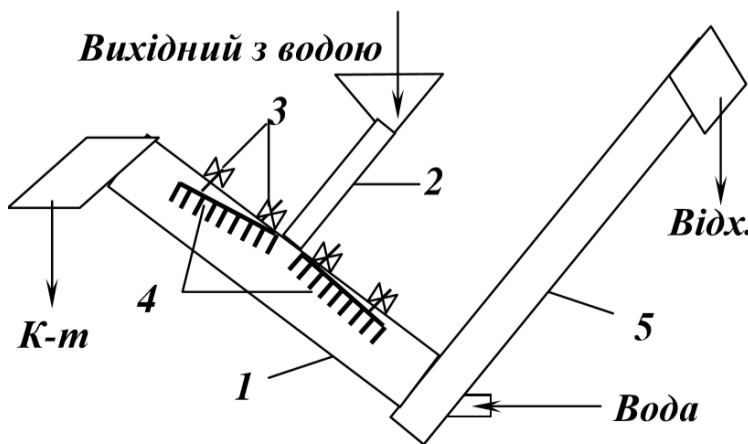


Рис. 3.21. Схема крутопохилого сепаратора:
1 – робочий канал;
2 – завантажувальний жолоб;
3 – гвинтові регулятори;
4 – дека;
5 – елеватор.

Вихідний матеріал безперервно по завантажувальному жолобу 2 подається в центральну частину каналу 1. Одночасно у нижню частину каналу через башмак елеватора 5 надходить із заданою швидкістю вода. Важкі фракції випадають у придонний шар і рухаються назустріч потоку води. Легкі фракції виносяться потоком води вгору і розвантажуються через зливний поріг сепаратора.

Ефективність роботи крутопохилого сепаратора залежить від кута нахилу корпусу апарата, положення дек і витрат води, що подається у башмак елеватора, а також разом з вихідним матеріалом.

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм.

Шнековий сепаратор горизонтальний (рис. 3.22) складається з циліндричного корпусу 1, шнека 2 і привода 3. У верхній частині корпусу знаходиться завантажувальна лійка 4 для подачі вихідного матеріалу. У

нижній частині розташована лійка 5 для розвантаження породи. Концентрат розвантажується через лійку 6 у верхній частині корпусу. Вода в апарат подається через тангенціальний патрубок 7, далі вона рухається по гвинтовому каналу, що створюється внутрішньою стінкою корпусу і шнеком, у напрямку гвинтового потоку. Швидкості водного потоку і обертання шнека підбираються так, щоб ефективність розділення матеріалу була найбільшою при мінімальних витратах води.

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку всередину робочої зони сепаратора, де на ділянці один-півтора витка здійснюється основне збагачення і формування двох транспортних потоків, що спрямовані у протилежні боки – до концентратної і породної розвантажувальних лійок.

Частинки матеріалу рухаються у сепараторі за складними гвинтовими траєкторіями, при цьому частота їх обертання навколо вала шнека визначається густиною і крупністю. Частинки, у яких частота обертання близька до частоти обертання водного потоку, переміщуються разом з ним до концентратної лійки. Частинки, у яких частота обертання менша частоти обертання водного потоку, транспортуються шнеком до породної лійки. Густина розділення визначається головним чином витратами води, частотою обертання шнека і навантаженням на сепаратор.

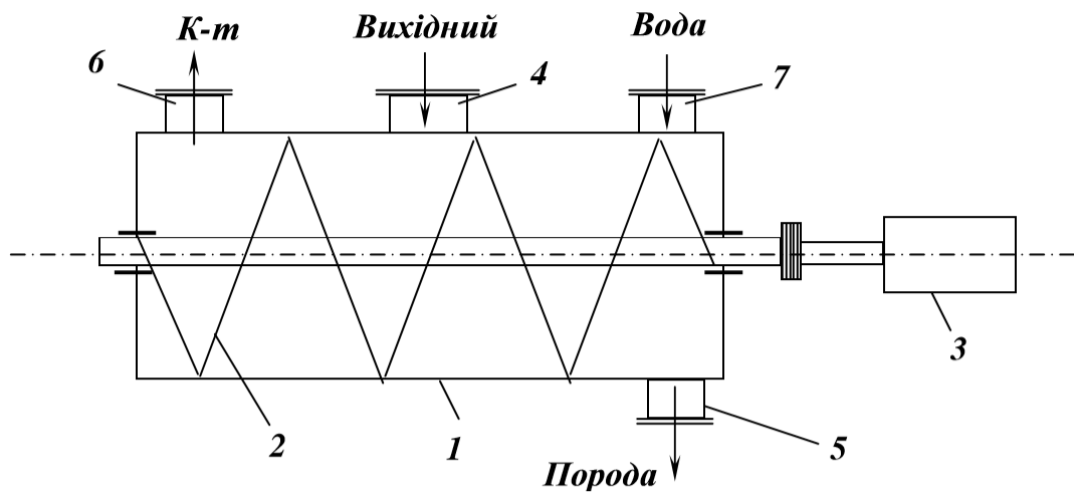


Рис. 3.22. Схема шнекового сепаратора:

- 1 – корпус; 2 – шнек; 4; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка;
5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату;
7 – тангенціальний патрубок введення води.

Сепаратор шнековий вертикальний відрізняється від горизонтального тим, що завантаження здійснюється через порожній вал і привод, розташований знизу. Але принцип дії вертикального сепаратора аналогічний принципу дії горизонтального.

Умовні позначки протитечієвих сепараторів наведені в табл. 3.6.

Схема породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора наведена на рис. 3.23.

Таблиця 3.6. Умовні позначки протитечійних сепараторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
КНС - крутопохилий сепаратор	BL - ширина і довжина каналу, дм
СШ -сепаратор шнековий горизонтальний	D -діаметр шнека, дм
СВШ - сепаратор шнековий вертикальний	D -діаметр шнека, дм

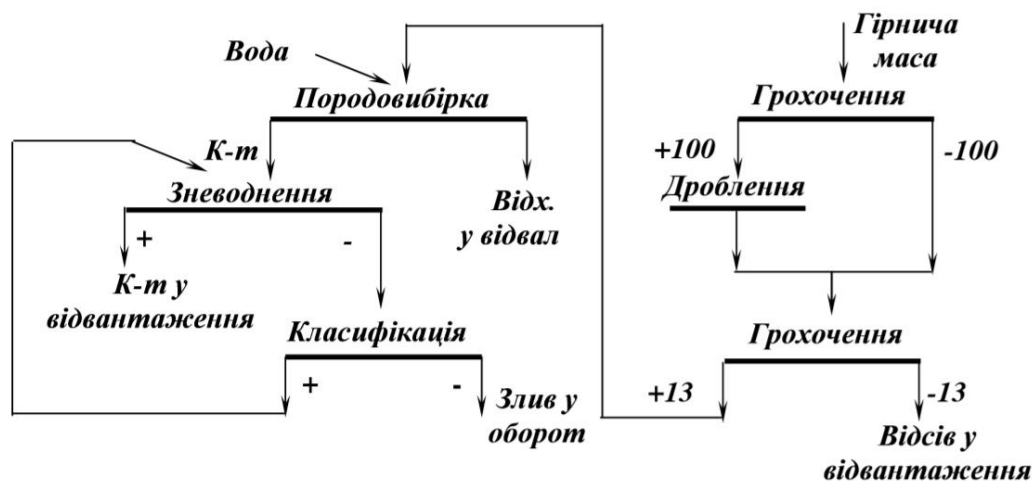


Рис. 3.23. Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними затратами, простотою компонувальних рішень і високою ефективністю процесу.

3.4. Промивка

Промивка – процес дезинтеграції глинистого матеріалу, що міститься в руді, з одночасним відділенням його від рудної частини під дією гідродинамічних і механічних сил.

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компакту масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. У гірничій масі глинисті домішки можуть знаходитися у вигляді примазок і плівок на рудних частинках, конгломератів з грудками руди, окремих грудок. Процес дезинтеграції (розпушення, диспергування) глинистого матеріалу відбувається у воді. Глина у воді розбухає, що полегшує її руйнування.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини, дезинтеграція і відділення якої здійснюється промивкою. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і крупних класів, що не містять корисного компонента.

Залежно від вмісту в руді глинистих фракцій, питомої витрати електроенергії на промивання і числа пластичності руди підрозділяються на три групи: легкопромивні, середньопромивні і важкопромивні. Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивка використовується як підготовчий процес перед подальшим збагаченням.

Промивка широко використовується при переробці залізних і марганцевих руд, розсипів благородних, кольорових і рідкісних металів, нерудних будівельних матеріалів, кварцових пісків, каоліну, фосфоритів, вапняків.

Для промивання застосовують бутари, скрубери, мийки вібраційні, похилі і горизонтальні коритні. Дезинтеграція і відділення глинистих домішок від таких легкопромивних корисних копалин, як фосфоритові руди, будівельні матеріали, скляні піски, може здійснюватися з використанням механічних і гідравлічних класификаторів, грохотів, гідроциклонів.

Бутари і барабанні грохоти (рис. 3.24) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів певної крупності. Основний недолік бутар – велика витрата води (до $10 \text{ м}^3/\text{т}$).

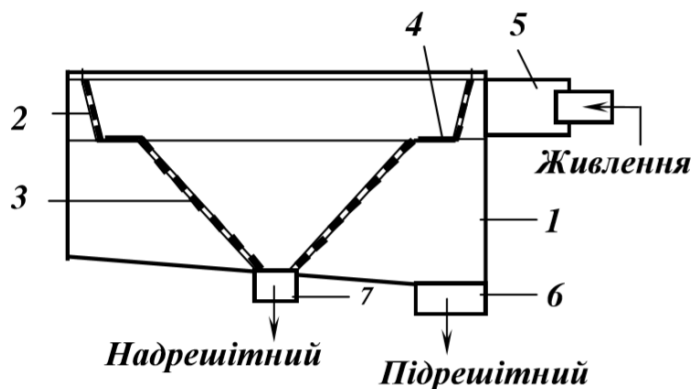


Рис. 3.24. Схема конусного грохота:

- 1 – корпус;
- 2 – верхня (конічна) частина;
- 3 – нижня (пірамідальна) частина;
- 4 – кільцева площадка;
- 5 – завантажувальний пристрій;
- 6, 7 – розвантажувальні патрубки.

Скрубери застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 500 мм або як апарат для попередньої дезинтеграції глинистого матеріалу перед промиванням у коритній мийці.

Скрубери (рис. 3.25), на відміну від барабанних грохотів, мають глухий барабан 1 з торцевими кришками 2, які обладнані горловиною 3 для завантаження вихідного матеріалу і горловиною 4 для розвантаження дезинтегрованого матеріалу.

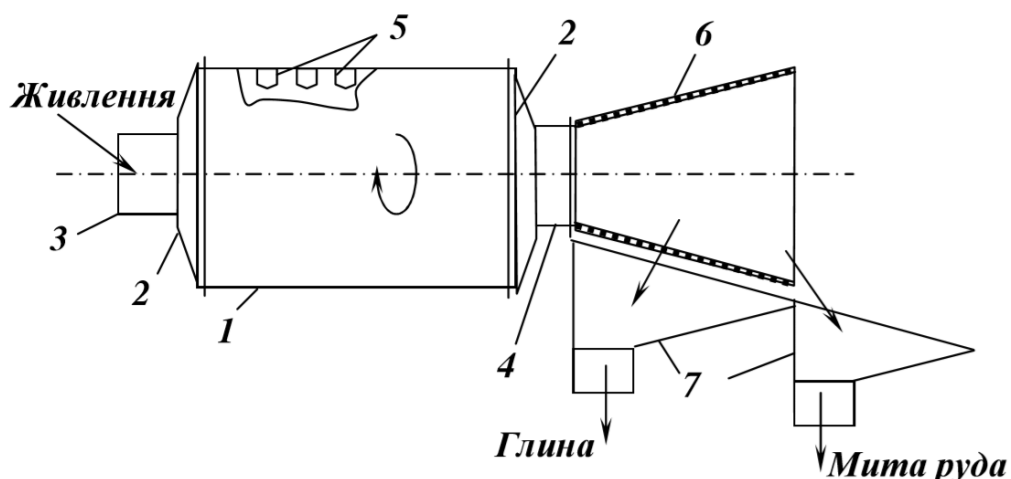


Рис. 3.25. Схема скрубера-бутари:

- 1 – барабан; 2 – торцові кришки; 3 – завантажувальна горловина;
 4 – розвантажувальна горловина; 5 – пристрої для дезинтеграції матеріалу;
 6 – бутара; 7 – пристрої для розвантаження продуктів промивки.

Кут нахилу осі скрубера – $3 - 6^\circ$. В обертовий барабан безперервно подається матеріал і вода (ступінь заповнення барабана – 25 %). Для інтенсифікації дезинтеграції матеріалу барабан усередині футерується і армується спеціальними пристроями (виступами) 5, а також у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. Недоліком скруберів є видача некласифікованого митого продукту. Цей недолік, як правило, усувається з'єднанням скрубера з бутарою 6.

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання при порівняно невеликій витраті води (до $4 \text{ м}^3/\text{т}$).

Вібромийки застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини.

Вібромийка (рис. 3.26) являє собою агрегат із двох рядів труб 1 і 2, що установлені на амортизаторах 3. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезинтеграційні труби 1 верхнього ряду з глухими стінками.

Тут під дією кругових коливань, що створюються дебалансним вібратором 4, глинисті домішки відділяються і матеріал переміщається в промивні труби 2 нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

Вібромийки характеризуються малими габаритами і невеликими питомими витратами електроенергії і води.

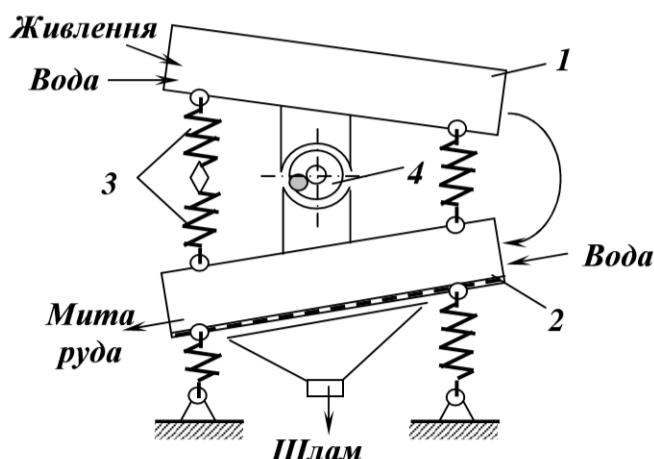


Рис. 3.26. Схема вібротришки:
1 – дезинтеграційна труба;
2 – промивна труба;
3 – амортизатори;
4 – вібратор.

Похилі і горизонтальні коритні мийки застосовують при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином важкопромивних. Крупність живлення для апаратів цього типу звичайно не перевищує 100 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 3.27) складаються із похилої ванни 1, усередині якої розташовані два вали 2 з лопатями, що обертаються назустріч один одному. Кут нахилу ванни складає 15 – 17°.

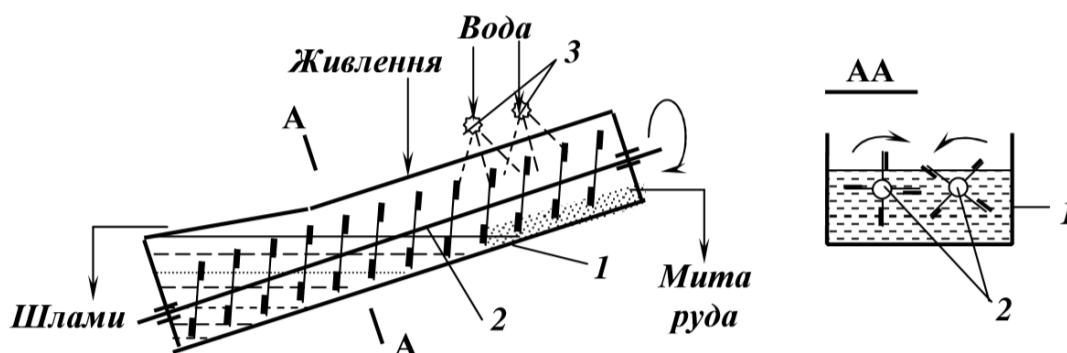


Рис. 3.27. Схема похилої коритної мийки:
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – сопла.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається під тиском через сопла 3. Під дією обертових лопатей руда переміщується, дезинтегрується і транспортується по дну ванни вгору до розвантажувального кінця. У середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском через сопла 3. Відмиті шлами з водою виходять через зливний поріг.

Горизонтальна бичова промивальна машина (рис. 3.28) складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В. Перші два відділення призначені для дезинтеграції руди, а третє – для промивки.

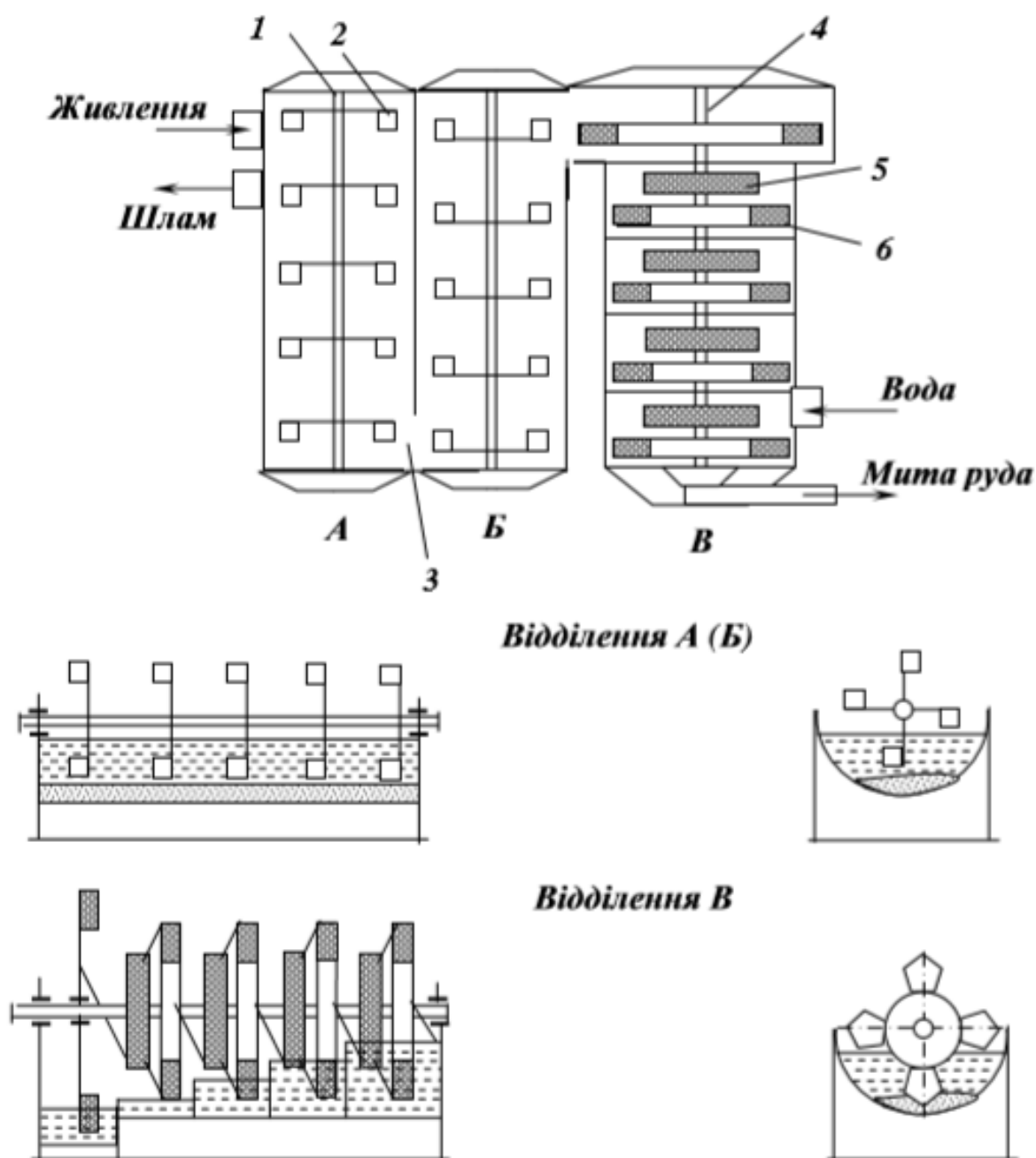


Рис. 3.28. Схема горизонтальної бичової промивальної машини:
1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
6 – черпакові елеватори.

Відділення дезинтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. В відділенні дезинтеграції А руда з допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно 3 у перегородці переходить в друге відділення дезинтеграції Б. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Промивне відділення В являє собою ванну, розділену перегородками на окремі камери. Вздовж ванни встановлено вал 4, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 5 і колісні черпакові елеватори 6 (по одному на кожну камеру). Барабанні

грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди, а черпакові елеватори – для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги у вигляді спіралі, які сприяють переміщенню матеріалу. Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Напрямок руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу). Шлами і глина видаляються з водою через зливний поріг у відділенні А.

До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність, надійність конструкції, невелику витрату води. Основними недоліками коритних мийок є підвищена витрата електроенергії і значне шламуння (ошламлювання) корисних компонентів у процесі промивання.

Умовні позначки промивальних машин наведені в табл. 3.7.

Таблиця 3.7. Умовні позначки промивальних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
С - скрубер СБ - скрубер-бугара	D - діаметр барабана скрубера, м
ГБ - грохот барабанний	D - діаметр барабана, м
ВМ - вібростійка	Q - продуктивність, м /год
К - коритна похила мийка	D-L - діаметр лопатей і довжина ванни, м
МБМ - машина бичова промивальна	D - діаметр лопатей, м

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезинтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі. Дезинтеграція важкопромивних руд здійснюється звичайно за багатоопераційною схемою (рис. 3.29): на першій стадії, як правило, застосовуються скрубери або вібраційні апарати, на другій і третій – коритні мийки. Такі схеми забезпечують високу ефективність промивання (до 95 %) при вмісті в матеріалі до 30 % пластичних глин.

Продуктивність промивних машин визначається за витратою електроенергії, необхідної для промивання 1 т матеріалу:

$$Q = N\eta / q, \text{ т/год}, \quad (3.19)$$

де N – установлена потужність електродвигунів, кВт; η – коефіцієнт використання потужності двигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питома витрата електроенергії на промивання матеріалу, кВт·год/т.

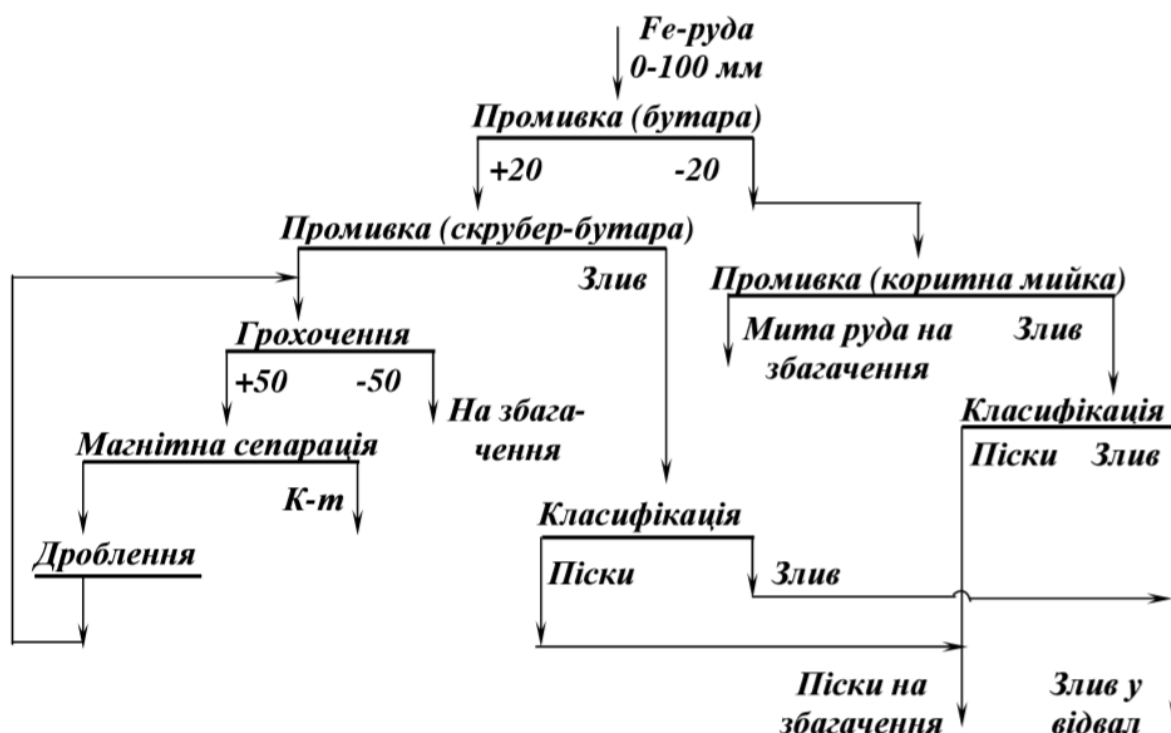


Рис. 3.29. Схема промивки залізної руди

3.5. Пневматичне збагачення

Пневматичне збагачення включає процеси розділення корисних копалин у повітряному середовищі. Рух тіл у повітряному середовищі є різновидом руху тіл у рідині з поправками на малу густину ($1,23 \text{ кг/м}^3$) та в'язкість ($0,000018 \text{ Па}\cdot\text{с}$). В цьому випадку формули для визначення швидкості вільного падіння (2.43)-(2.45) набувають вигляду:

– в турбулентному режимі ($d > 2 \text{ мм}$):

$$V_0 = 4,61 \cdot \sqrt{d\delta}, \text{ м/с}, \quad (3.20)$$

– в перехідному режимі ($0,1 \leq d \leq 2 \text{ мм}$):

$$V_0 = 40,6d \cdot \sqrt[3]{\delta^2}, \text{ м/с}, \quad (3.21)$$

– в ламінарному режимі ($d < 0,1 \text{ мм}$):

$$V_0 = 30278 \cdot d^2 \delta, \text{ м/с}. \quad (3.22)$$

Для визначення швидкості стисненого руху використовують звичайно формулу (2.31). Коефіцієнт рівнопадіння визначається без урахування густини середовища:

$$e = (\delta_2 / \delta_1)^n. \quad (3.23)$$

Величина коефіцієнта рівнопадіння у повітряному середовищі в 2 – 3 рази менша, ніж у водному, тому при розділенні у повітряному середовищі шкала класифікації повинна бути вужчою.

Процеси пневматичного збагачення характеризуються спрощеною технологією, їх переваги полягають у простоті схем збагачення, менших капітальних витратах, собівартості процесу і енергомісткості, відсутності потреб у воді і операції зневоднення. Основний недолік пневматичних процесів – їх низька технологічна ефективність. Тому пневматичні процеси мають обмежене застосування – переважно для збагачення бурого та легкозбагачуваного кам'яного вугілля. Машини для пневматичного збагачення розділяють на пневматичні сепаратори і *пневматичні відсаджувальні машини*.

Пневматичні сепаратори (рис. 3.30) використовують для збагачення вугілля крупністю 6 (13) – 50 (75) мм.

Сепаратор являє собою герметичний короб з двома півдеками 1, що одержують зворотно-поступальний рух від приводного механізму 2. На півдеках, покритих рашпільними ситами з отворами трикутної форми розміром 3 мм, укріплені рифлі 3, розташовані під кутом до осі сепаратора. Напівдеки мають регульований поперечний і подовжній нахил. Кожна півдека розділена на три поля, під якими змонтовані повітряні коробки 4, з'єднані патрубками повітропроводу з вентилятором 5.

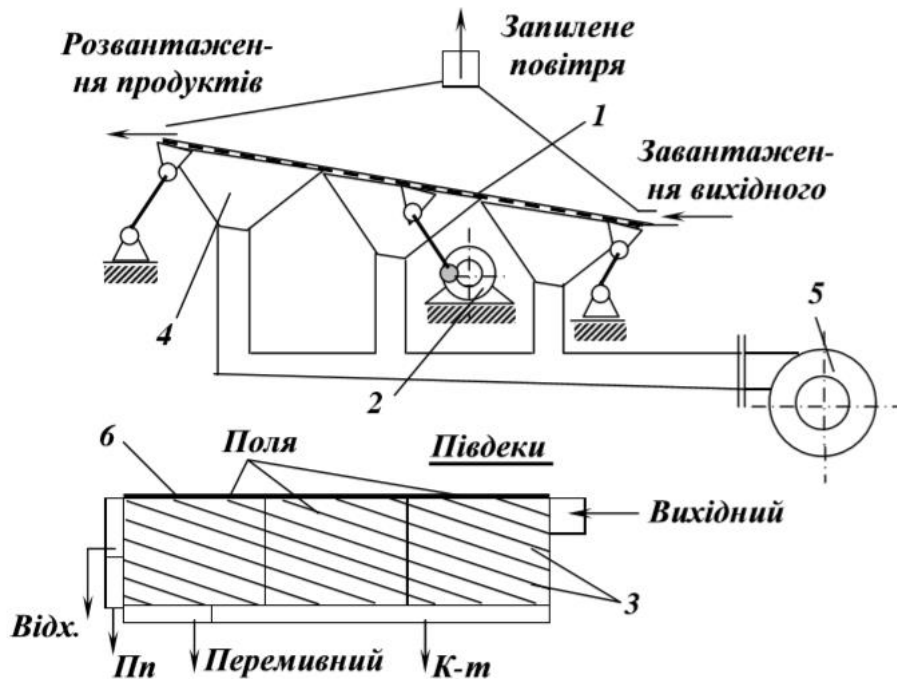


Рисунок 3.30. Схема повітряного сепаратора:
1 – півдеки; 2 – привод; 3 – рифлі; 4 – повітряні коробки;
5 – вентилятор; 6 – відбійний брус.

Вугілля через завантажувальний пристрій подається в нижню зону деки сепаратора. Під дією безупинного або пульсуючого повітряного струменя матеріал розшарується за густиною і крупністю.

Зерна вугілля, займаючи верхні шари постелі, скочуються через рифлі в поперечному напрямку і розвантажуються уздовж бортів півдек. Порода осаджується в жолобках між рифлями і під дією коливальних рухів короба переміщається до середини деки до відбійного бруса 6, а потім уздовж його до приймального жолоба. В результаті утворюється характерне віяло продуктів збагачення (рис. 3.31).

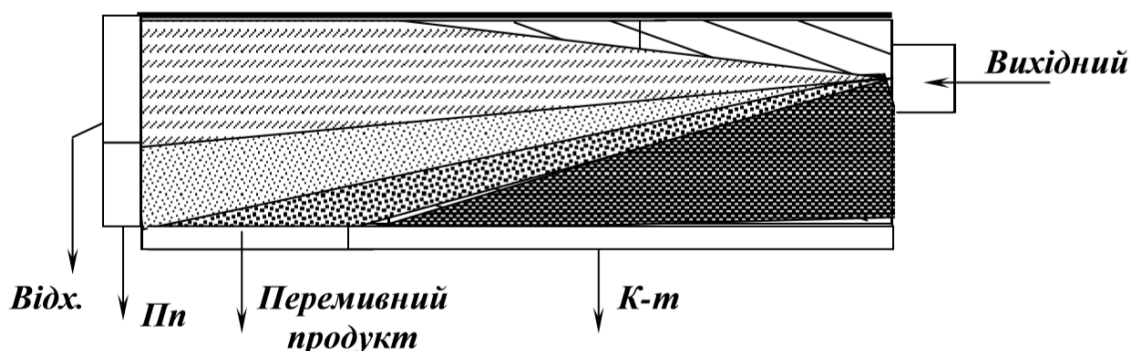


Рис. 3.31. Схема розподілу продуктів на півдеці пневматичного сепаратора

За час сепарації певна частина матеріалу не встигає розділитися і видаляється з деки столу у вигляді механічної суміші зерен різної густини і крупності. Ці зерна створюють перемивний продукт і підлягають перезбагаченню.

Пневматичні відсаджувальні машини (рис. 3.32) використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина складається з герметичного корпусу 1, у якому під кутом 10 - 11° до горизонту встановлено нерухоме решето 2. Під першим решетом змонтовано друге 3, а проміжок між ними заповнено фарфоровими кулями 4 (штучна відсаджувальна постіль). По довжині робоча поверхня складається з трьох секцій. Кожна секція обладнана пристроями для розвантаження продуктів збагачення: кишнями 5, секторними затворами 6 і шнеками 7. Простір під решетами являє собою розподільчу повітряну камеру, до якої повітря надходить від вентилятора. Пульсації повітря створюються ротаційними пульсаторами 8. Розрівнювання вихідного матеріалу, що надходить у відсаджувальну машину, здійснюється шарнірно підвішеною зональною плитою 9.

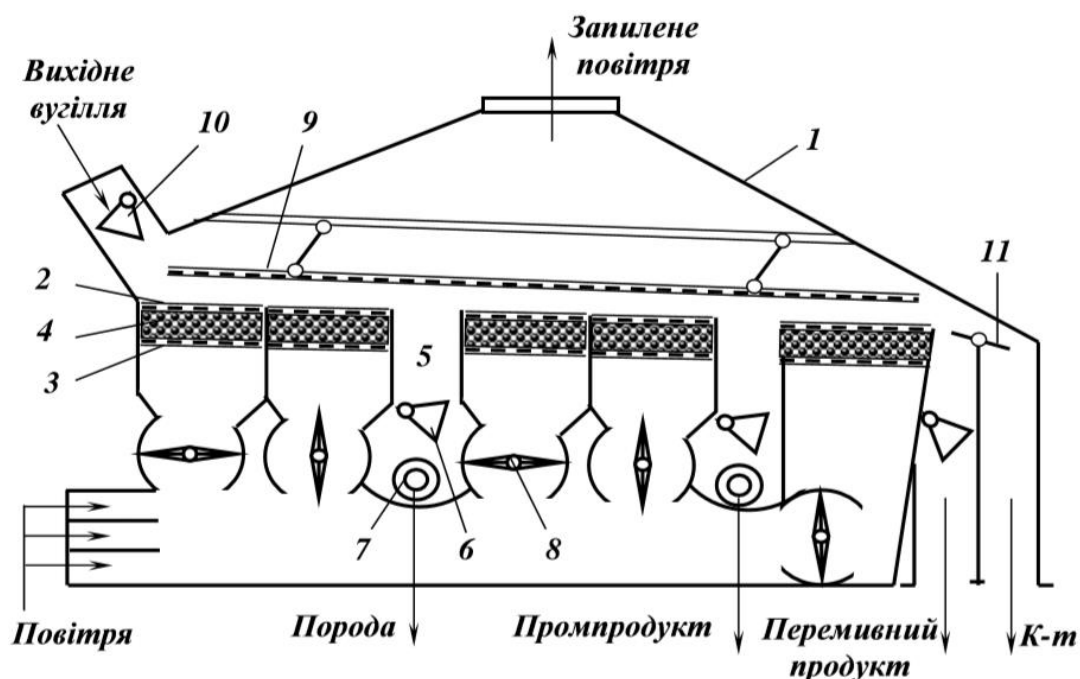


Рис. 3.32. Схема повітряної відсаджувальної машини:

- 1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі;
 5 – розвантажувальна кишня; 6 – секторний затвор; 7 – шнек;
 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита;
 10 – секторний живильник; 11 – відсікач.

Вихідне вугілля секторним живильником 10 подається на решето відсаджувальної машини. Під дією пульсацій потоку повітря відсаджувальна постіль розшарується і переміщується до розвантажувального кінця машини. При збагаченні одержують чотири продукти. Поріг перед другою секцією затримує породу, яка розвантажувється із машини через першу кишню. На другій секції відбувається подальше розшарування матеріалу з виділенням промпродукту, який розвантажувється у другу кишню. Решта матеріалу розшарується на третій секції, і при сході з решета легкі зерна концентрату відділяються від перемивного продукту за допомогою відсікача 11. Перемивний продукт повертається у машину на перезбагачення.

Умовні позначки пневматичних машин наведені в табл. 3.8.

Таблиця 3.8. Умовні позначки пневматичних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
СП - сепаратор пневматичний	Q - продуктивність сепаратора
ПОМ - пневматична відсаджувальна машина	1М, 2М - модифікація

Технологічні схеми пневматичного збагачення звичайно включають суху класифікацію на машинні класи 6 (13) – 50 (75) і 0 – 6 (13) мм (рис. 3.33).

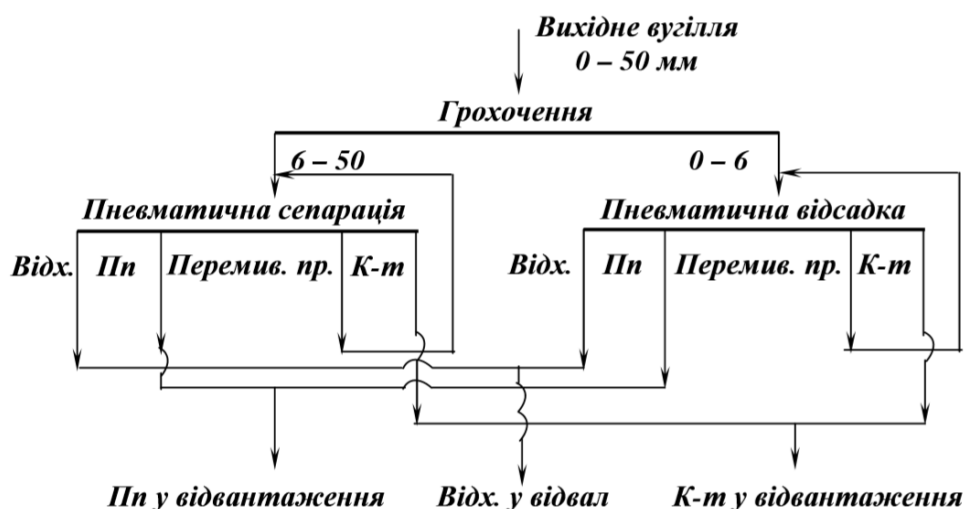


Рис. 3.33. Схема пневматичного збагачення вугілля

Крупний клас збагачується сепарацією, а дрібний клас або збагачується відсадкою, або приєднується до концентрату сепарації в незбагачуваному стані.

Дуже перспективним може бути *метод збагачення корисних копалин у аеросуспензіях*. Метод базується на використанні принципу псевдозрідження тонкодисперсних сипучих матеріалів під дією проникаючих через шар матеріалу вертикальних повітряних потоків. Аеросуспензії, що виникають при псевдозрідженні, застосовуються як сухе важке середовище для гравітаційного розділення частинок різної густини. Як дисперсна фаза аеросуспензії використовуються порошкоподібні сипучі матеріали – пісок, тонкодисперсний магнетит, галеніт, апатит, оолітова бурозалізнякова руда, гранульований феросиліцій та інші матеріали крупністю 0,15-0,5 мм. Для створення однорідної аеросуспензії необхідно забезпечити рівномірний розподіл повітряного потоку на елементарні струминки з мінімальним перерізом. Такі умови мають місце при використанні пористих перегородок із технічної повсті і пористої кераміки з діаметром пор 15 мкм. У промислових умовах для збагачення вугілля крупністю 25-100 мм застосовується, зокрема, сепаратор СВС-100 (сепаратор повітряний суспензійний продуктивністю 100 т/год).

3.6. Флотація

Сутність процесу флотації і галузі використання.

Флотація - один з основних процесів збагачення дрібних корисних копалин, який базується на відмінностях у поверхневих фізико- хімічних властивостях різних мінералів, що обумовлює їх різну змочуваність і вибіркову здатність деяких мінералів до закріплення на поверхні розділу фаз

з наступним їх спливанням та нагромадженням на поверхні пульпи. Процес у своєму класичному варіанті ґрунтується на вибіркового спливанні частинок корисної копалини на поверхню разом з бульбашками повітря.

Змочуваність - явище взаємодії поверхні мінеральних частинок з молекулами води під впливом неврівноважених сил молекулярного притягання на поверхні мінеральної частинки. Змочуваність залежить від величини вільної поверхневої енергії частинки. При великому запасі вільної поверхневої енергії поверхня частинки добре змочується водою, при малому - погано. За змочуваністю водою поверхні твердих тіл класифікують на незмочувані - гідрофобні і добре змочувані водою - гідрофільні.

Сфера застосування. Флотація застосовується для збагачення широкого діапазону руд (більшість руд кольорових та рідкісних металів, апатитових, фосфоритових, графітових, борних та інших руд), вугілля, сірки, флюориту, калійних солей та інших корисних копалин.

Класифікація флотаційних процесів. За об'єктом флотування розрізняють флотацію мінеральну, вугільну, йонну, органічних сполук. За характером флотуючої поверхні - пінну, плівкову, масляну, на носіях (рис. 3.34). Крім того, розрізняють флотацію соляну, електролітичну, а також флотогравітацію.

В залежності від схемних рішень розрізняють флотацію основну, перечисну, контрольну, стадіальну.

В залежності від того, в якому з продуктів знаходиться концентрат, розрізняють пряму флотацію (корисна копалина у пінному продукті) та зворотну флотацію (корисна копалина у камерному продукті).



Рис. 3.34. Класифікація флотаційних процесів.

Основні історичні способи флотації: масляна, плівкова і пінна. Специфічні різновиди процесу флотації – пінна сепарація, флотогравітаційний процес, йонна, електролітична флотація. Зупинимось на них докладніше.

Масляна флотація полягає у вибіркового прилипанні гідрофобних частинок до крапель масла, яке подають у пульпу. Комплекси «мінерал-масло», які при цьому утворюються, спливають на поверхню пульпи, оскільки густина цих комплексів менша густини води. На поверхні пульпи ці комплекси утворюють шар гідрофобного продукту. Не змочувані маслами частинки залишаються у пульпі у завислому стані – це камерний продукт.

Процес масляної флотації було вперше запропоновано В.Хайнсом у Великобританії в 1860 р. Застосовувався для збагачення сульфідних руд та вугілля. Але в подальшому процес не знайшов широкого застосування в практиці збагачення через значні витрати дорогого масла. Похідними від нього можна вважати масляну грануляцію, сферичну (селективну) агломерацію, різноманітні схеми і способи реалізації яких як спеціальних процесів збагачення тонких класів гідрофобних матеріалів (головним чином вугілля) запропоновано в Японії, США, Канаді, Україні, Індії, Німеччині, Росії, Австралії та ін.

Плівкова флотація – процес розділення мінералів на поверхні води в залежності від змочуваності тонкоподрібнених частинок, що обережно подаються на поверхню води. Тонка плівка, утворена на поверхні води за допомогою флотаційних реагентів, утримує природно гідрофобні частинки. А гідрофільні – тонуть. Технологія розроблена А.Нібеліусом, США, 1892 р. та А.Мак-Куїстеном, Великобританія, 1904 р. Самостійного значення процес плівкової флотації не має, він застосовується рідко, в основному в процесі флотогравітаційної доводки олов'яних і вольфрамових концентратів. Пінна флотація – найбільш поширений різновид флотації.

Пінна флотація ґрунтується на здатності погано змочуваних водою мінеральних частинок (гідрофобних) прилипати до бульбашок повітря, які виникають при аерації пульпи. Комплекси «мінерал-повітря» спливають на поверхню пульпи, утворюючи пінний продукт. Змочувані водою мінеральні частинки залишаються завислими у пульпі і утворюють камерний продукт. Для підсилення різниці в змочуваності мінеральних частинок пульпа обробляється спеціальними флотаційними реагентами.

У процесі пінної флотації оброблені реагентами частинки виносяться на поверхню води бульбашками повітря, утворюючи пінний шар. Для утворення бульбашок передбачалися різні методи: утворення вуглекислого газу за рахунок хімічної реакції, виділення газу з розчину при зниженні тиску – вакуумна флотація, енергійне перемішування пульпи (механічна флотація), пропускання повітря крізь дрібні отвори (пневматична флотація). Тонкодисперсні бульбашки для флотації з розчинів отримують також при електролітичному розкладі води з утворенням газоподібних кисню і водню (електрофлотація). Різноманітні способи утворення газових бульбашок і

комбінації цих способів відповідають різним типам флотаційних машин. Концентрат може бути отриманий пінним (пряма флотація) або камерним продуктом (зворотна флотація); в останньому випадку флотації піддається пуста порода. Для проведення пінної флотації руду подрібнюють до крупності 0,5-1 мм у випадку природно-гідрофобних неметалічних корисних копалин з невеликою густиною (сірка, вугілля, тальк) і до 0,1-0,2 мм для руд металів. Для створення і посилення різниці в гідратованості мінералів, які розділяють, і надання піні достатньої стійкості до пульпи додаються флотаційні реагенти. Потім пульпа надходить до флотаційних машин. Утворення флотаційних агрегатів (частинок і бульбашок повітря) – аерофлокул відбувається при зіткненні мінералів з бульбашками, які вводяться до пульпи. Вдосконалення процесу пінної флотації іде шляхом синтезу нових видів флотаційних реагентів, конструювання флотаційних машин, заміни повітря іншими газами (кисень, азот), а також впровадження систем управління параметрами рідкої фази флотаційної пульпи.

Пінна сепарація – процес розділення мінеральних частинок за їх змочуваністю при проходженні зверху вниз крізь шар рухомої піни, яка утворюється на поверхні аерованої рідини. Гідрофобні частинки концентруються у верхніх шарах піни, а гідрофільні вимиваються з піни потоком рідини, яка подається з потоком живлення на піну зверху. В піні створюються умови протитечію руху частинок і бульбашок, що інтенсифікує процес розділення. Пінна сепарація має багато переваг у порівнянні з флотацією (менші тривалість, енерго- та металомісткість, більша крупність флотованих частинок), але великого поширення вона не одержала.

Флотогравітація – комбінований процес збагачення, який поєднує флотацію і гравітацію. Флотогравітація здійснюється на апаратах для гравітаційного збагачення (концентраційних столах, гвинтових сепараторах, відсаджувальних машинах та інших), в яких, завдяки обробці флотаційними реагентами і введенню до пульпи бульбашок повітря, утворюються аерофлокули певних мінералів, що мають меншу густину, ніж частинки, які не взаємодіють з повітряними бульбашками. Відмінність у густині, яка створюється при цьому, сприяє більш ефективному розділенню мінералів, ніж при звичайному гравітаційному збагаченні. В промисловості флотогравітацію використовують в основному для виділення сульфідних мінералів з гравітаційних олов'яних і вольфрамових концентратів.

Йонна флотація – спосіб флотації, процес вилучення йонів з розчину методом флотації, при якому як реагенти-збирачі використовують поверхнево-активні речовини (ПАР). Йон, який вилучається (колігенд), утворює з ПАР сполуку (сублат), що концентрується на поверхні спливаючих бульбашок і виноситься в піну. Для йонної флотації характерний невеликий шар нестійкої піни, у верхній частині якої утворюється т.зв. пінка (твердий гідрофобний продукт, що складається в основному з сублату). Можливі два механізми йонної флотації – адсорбційний і адгезійний. Для промислового використання більш прийнятним є адгезійний механізм, при якому

забезпечується вилучення корисного компонента на рівні 90-99%. Для йонної флотації характерне вилучення крупних (сотні-тисячі мкм) агрегатів, що містять 97-99,9% води і складаються з окремих частинок розміром від часток до декількох мкм. Процес здійснюють у флотаційних машинах (пневмомеханічних, пневматичних та ін.). Перша в світовій практиці промислова установка йонної флотації створена в 1972 р. для отримання молібденового концентрату. Цю флотацію доцільно застосовувати при вихідних концентраціях колігенду в інтервалі 10-5-10-2 моль/л, оскільки при великих концентраціях має місце дуже великий об'ємний вихід пінного продукту, а при менших – великі втрати ПАР.

В.О.Глембоцький та В.І.Класен виділяють такі різновиди йонної флотації:

власне йонна флотація (основана на взаємодії з йонами розчину протилежно заряджених йонів збирача, які раніше закріпилися на поверхні бульбашок повітря; застосовують для вилучення аніонів ортофосфорної к-ти четвертинними амонієвими сполуками, аніонів оксидів хрому – бромистим цетилетилдиметиламонієм, катіонів радіоактивних металів – алкілсульфатами);

йонна флотація гідрофобних осадів (основана на утворенні кольоровими металами зі збирачами нерозчинних у воді тонкодисперсних частинок, які флотуються дрібними бульбашками газів; застосовується для вилучення ртуті з промивних вод за допомогою ксантогенатів, нікелю, кобальту та ін. металів; вилучення осадів досягає 90-95%);

йонна флотація гідрофобізованих осадів (метали, що вилучаються, спершу переводять у осад, а потім флотують за допомогою збирачів; приклад – вилучення йонів важких металів зі стічних вод, осаджуючи їх фероціанідами калію і флотуючи осад желатиною; йони цинку після осадження їх у вигляді сульфідів флотують за допомогою лауриламину та ін.);

пінне фракціонування (основане на адсорбції поверхнево-активних йонів на поверхні бульбашок повітря, які виносять їх у пінний продукт; застосовують для очистки стічних вод від органічних речовин);

флотоекстракція (концентрування гідрофобних сполук у шарі органічної рідини, який покриває поверхню водного розчину, що аерується; комбінований процес, який поєднує флотацію та рідинну екстракцію).

Йонна флотація перспективна для вилучення: молібдену, вольфраму, скандію, германію, ренію, золота та ін., виділення металів з відносно бідних розчинів (десятки-сотні мг/л).

Фізико-хімічні основи флотації.

Флотаційна пульпа являє собою багатофазну систему. Вона складається з твердої «Т» фази (дрібні мінеральні частинки), рідкої «Р» фази (вода) і газоподібної «Г» фази (бульбашки повітря). Результати флотаційного збагачення залежать від властивостей і структури фаз.

Всі речовини, що входять до складу рідкої фази пульпи, і речовини мінеральних комплексів залежно від властивостей і структури молекул діляться на аполярні (неполярні), полярні і гетерополярні.

Аполярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів збігаються, тому кінці молекул нейтральні. До аполярних речовин належать багато органічних рідин з симетричною будовою молекул (напр., насичені вуглеводні) і тверді речовини з насиченими ковалентними зв'язками. Аполярні речовини у воді не розчинюються, хімічно малоактивні і гідрофобні.

Полярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів не збігаються: один кінець молекули несе позитивний заряд, другий – негативний. Полярні речовини хімічно активні і при розчиненні у воді дисоціюють на йони. До полярних речовин належать неорганічні кислоти і їх солі, вода та ряд природних мінералів. Тверді полярні речовини гідрофільні.

Гетерополярні речовини – сполуки, молекули яких складаються з полярних і неполярних груп атомів, вони володіють одночасно властивостями полярних і неполярних сполук. Полярні кінці молекул гідрофільні і змочуються водою, а неполярні – гідрофобні і не змочуються водою. До гетерополярних речовин належать багато флотаційних реагентів. У флотаційної пульпи гетерополярні речовини адсорбуються на межі розділу фаз і створюють точно орієнтований шар. Орієнтація молекул залежить від полярності фаз: аполярний кінець гетерополярної молекули завжди спрямований у бік менш полярної фази.

Процес флотації здійснюється внаслідок так званого *елементарного акту флотації* (прилипання мінеральних частинок до бульбашок повітря). В основі елементарного акту флотації лежать фізико-хімічні явища, що протікають на межі розділу трьох фаз – твердої, рідкої і газоподібної. Найбільш важливі з них – змочуваність поверхні твердої фази і зміна її властивостей при сорбції флотореагентів.

Флотованість мінералів пояснюється на основі теорії гідратних шарів. Гідратний шар складається з упорядкованих диполів води, які знаходяться на межі розділу двох фаз. На *гідрофільній* поверхні (змочується водою) товщина гідратного шару велика, на *гідрофобній* (не змочується водою) цей шар або відсутній взагалі, або (за різного ступеня гідрофобності) тонкий і несучільний. Кількісною оцінкою змочуваності служить *крайовий кут змочуваності*, який утворюється дотичною до поверхні краплі (або бульбашки повітря) і поверхнею мінералу (рис. 3.35).

Величина крайового кута змочуваності θ змінюється від 0 до 180°. Крайовий кут змочуваності залежить від сил поверхневого натягу на поверхні розділу фаз. Лінія, по якій поверхня розділу «газрідина» стикається з поверхнею твердого тіла, називається периметром змочування. Розтікання краплі води по поверхні мінералу припиниться при зрівноваженні сил поверхневого натягу:

$$-\sigma_{zt} + \sigma_{pt} + \sigma_{zp} \cdot \cos \Theta = 0,$$

звідки

$$\cos \Theta = (\sigma_{zt} + \sigma_{pt}) / \sigma_{zp}, \quad (3.24)$$

де σ_{zt} , σ_{pt} , σ_{zp} – поверхневий натяг на межі розділу фаз «газ– тверде», «рідина–тверде» і «газ–рідина», Н/м.

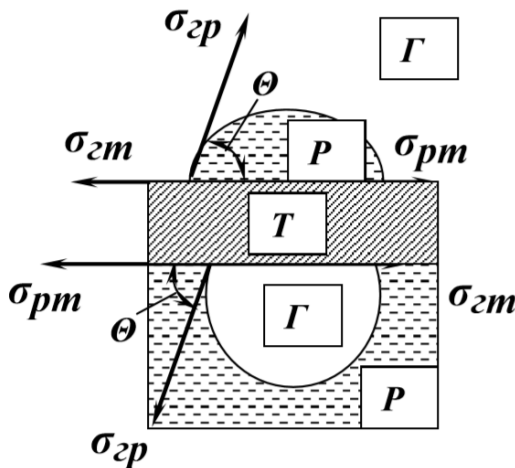


Рис. 3.35. Схема сил поверхневого натягу на межі розділу трьох фаз.

Менші значення крайового кута змочування відповідають гідрофільним поверхням, які добре змочуються водою. Навпаки, гідрофобним частинкам, на поверхні яких молекули води утримуються неміцно, відповідають більші значення крайового кута змочування. З поверхні гідрофобних частинок повітря та гідрофобний реагент легко витискує воду, а з поверхні гідрофільних частинок вода легко витискує повітря.

Таким чином, сила прилипання залежить від ступеня гідрофобності поверхні частинки, величини бульбашки і густини пульпи. Сила прилипання частинки до бульбашки повітря виражається рівнянням:

$$F = W\Delta_n g + \frac{\pi d^2}{4} \cdot \left(\frac{2\sigma_{zp}}{R} - H\Delta_n g \right), \quad \text{Н}, \quad (3.25)$$

де W – об'єм бульбашки, м³; Δ_n – густина пульпи, кг/м³; g – прискорення вільного падіння, м/с²; d – діаметр периметра злипання повітряної бульбашки з твердою поверхнею, м; σ_{zp} – поверхневий натяг на межі повітря–вода, Н/м; R – радіус верхньої частини повітряної бульбашки, м; H – висота бульбашки, м.

Феноменологічна схема пінної флотації. Феноменологічний метод передбачає поділ технологічного процесу на субпроцеси. Феноменологічна схема пінної флотації відображає послідовність та взаємозв'язок всіх елементарних фізичних та хімічних процесів, які мають місце при проведенні технологічного процесу флотації (рис. 3.42): кондиціонування, аерації,

елементарного акту флотації, спливання флотоагрегатів та формування пінного шару, вивантаження продуктів флотації.

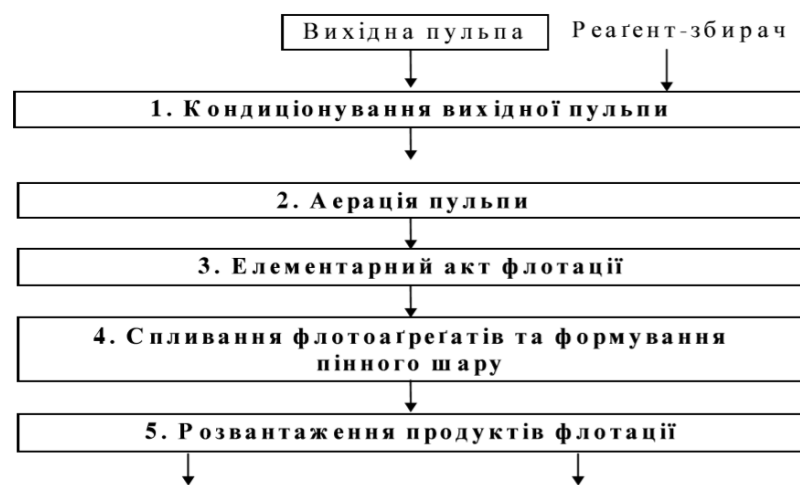


Рис. 3.36. Феноменологічна схема пінної флотації.

Кондиціонування вихідної пульпи – обробка пульпи спеціальними реагентами-збирачами. Мета субпроцесу – зміна змочуваності мінералів при флотації. Здійснюється введенням у пульпу флотаційних реагентів і її агітацією контактних (агітаційних) чанах, апаратах кондиціонування типу “Каскад”, а також баках, флотомашинах, насосах, байпасах та ін. Флотаційні реагенти впливають на гідратні шари і змінюють їх товщину та стійкість. Тому підготовка мінеральних поверхонь до флотації зводиться до їх обробки певними реагентами, що приводить до різкого збільшення гідрофобності флотованих частинок і гідрофільності нефлотованих.

Аерація пульпи – процес насичення її повітрям (повітряними бульбашками), диспергування (подрібнення) повітря, рівномірний розподіл та перемішування в об’ємі рідини. Насичення пульпи повітрям може відбуватись у напірній, всмоктувальній лінії насоса або комбіновано, у власне флотокамері, а також хімічним способом. Таким чином, аерація пульпи при пінній флотації здійснюється безпосереднім введенням до неї повітря і виділенням газів на поверхні твердих частинок. Повітряні бульбашки при флотації мають розмір від 0,05 до 1 мм.

Елементарний акт флотації може бути розподілений на фази: зустріч мінеральних зерен і бульбашок повітря в пульпі, зіткнення, прилипання мінеральних частинок до бульбашок повітря і утворення флотоагрегатів (рис. 3.37).

Спливання флотоагрегатів та формування пінного шару – передзавершальна фаза флотаційного процесу. Мінералізована піна (рис. 3.38) утворюється завдяки спливанню і накопиченню флотаційних комплексів на поверхні пульпи. Для формування дрібних повітряних бульбашок, а також для попередження їх коалесценції (злипання) в об’ємі пульпи вводять поверхнево-активні реагенти-спінювачі, молекули яких

адсорбуються на межі розділу «газ-рідина» і зменшують на ній поверхневий натяг.

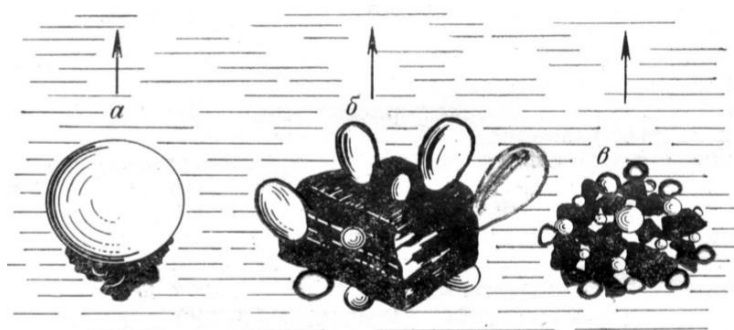


Рис. 3.37. Агрегати зерен мінералів та бульбашок при флотації:
а – “бульбашка-зерна мінералу”,
б – “зерногрупа бульбашок”,
в – аерофлокула.

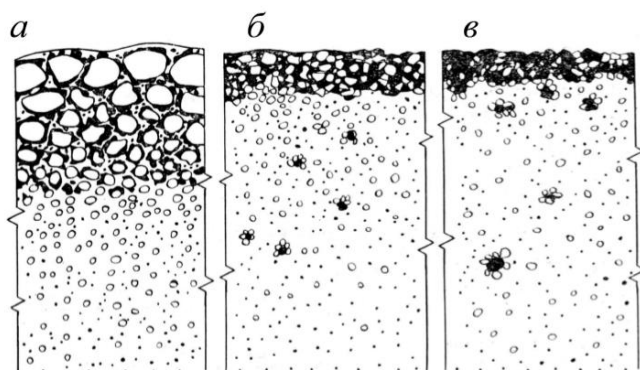


Рис. 3.38. Будова флотаційної піни:
а – плівкоструктурна піна;
б – агрегатна піна;
в – плівкова піна.

Таким чином, процес флотації включає адсорбцію реагентів на межі розділу «рідина – тверде» і «газ – рідина», прилипання частинок до повітряних бульбашок і утворення мінералізованої піни.

Флотаційні реагенти.

Флотаційними реагентами називають речовини, що вводяться у пульпу з метою утворення сприятливих умов для розділення мінералів процесом флотації.

Залежно від призначення усі флотаційні реагенти поділяють на п'ять груп: *збирачі* або *колектори*, *спінювачі* або *піноутворювачі*, *активатори*, *депресори* і *регулятори середовища*. Три останні групи реагентів об'єднують під загальною назвою *модифікатори*.

Збирачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – тверде (поверхня мінеральної частинки)», внаслідок чого збільшується крайовий кут змочування флюованого мінералу і його гідрофобність (набута гідрофобність). Всі збирачі залежно від структури молекули поділяють на аполярні і гетерополярні.

Аполярні збирачі являють собою вуглеводні. Вони хімічно не взаємодіють з поверхнею мінералів, майже не розчиняються у воді, не дисоціюють на йони. Аполярні речовини володіють вибірковою здатністю закріплюватися на поверхні природно або штучно гідрофобних мінералів і підвищувати ступінь їх гідрофобності. Аполярні збирачі закріплюються на поверхні мінералів у молекулярній формі за рахунок сил Ван-дер-Ваальса

(фізична адсорбція) та більш міцних Н-зв'язків (при наявності в реагенті та мінералі функційних груп). Ці збирачі використовуються для флотації мінералів з високою природною флотованістю – вугілля, талькових, сірчаних, графітових та інших руд, а також спільно з гетерополярними збирачами при флотації багатьох різноманітних корисних копалин. Аполярні збирачі вводять у пульпу у вигляді водних емульсій. До цієї групи флотаційних реагентів належать різні вуглеводні масла, що одержують при переробці нафтопродуктів та вугільних смол (гас, трансформаторна, солярка та інші оливи, мазут, природна нафта низької густини, реагенти ААР-1, ААР-2 – аполярні ароматизовані реагенти, дизельне паливо, пічне паливо та ін.).

Гетерополярні збирачі розділяються на аніон-активні і катіонактивні залежно від знака заряду адсорбційно-активної частки молекули збирача. Залежно від розчинності у воді гетерополярні збирачі можуть бути йоногенні і нейоногенні.

Аніон-активні гетерополярні збирачі діляться на оксигідрильні і сульфгідрильні. До оксигідрильних збирачів відносять жирні кислоти та їх солі (мила), алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати. До сульфгідрильних збирачів належать ксантогенати, меркаптани, дитіофосфати та ін.

До групи жирних кислот входять такі реагенти: олеїнова кислота, олеат натрію, сульфатне мило, талове масло, окиснені нафтопродукти та ін. Активною частиною цих реагентів є вищі карбонові кислоти зі спільною формулою $R - COOH$ і їх солі $R - COOMe$, де R – вуглеводневий радикал з числом атомів вуглецю від 12 до 18 ($C_{12} - C_{18}$). Жирні кислоти погано розчиняються у воді, а їх мила – добре з утворенням аніону $R - COO^-$. Жирні кислоти подають у процес у вигляді водних емульсій, а їх мила – у вигляді водних розчинів. Реагенти цієї групи характеризуються низькою вибірковістю, тому вони можуть флотувати всі окиснені мінерали. У практиці збагачення корисних копалин ці реагенти використовують при флотації полярних мінералів, які мають у складі кристалічних ґраток катіони кальцію, стронцію, барію, а також при флотації окиснених мінералів кольорових і чорних металів – карбонатів, сульфатів та оксидів.

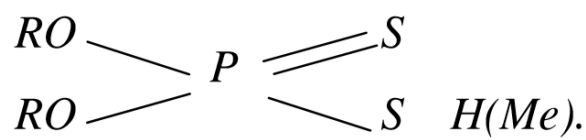
Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати являють собою сульфокислоти і їх солі – похідні сірчаної кислоти і вуглеводних сполук. У полярній групі молекули вони містять сірчаноокислий залишок SO_3 . У молекулах алкілсульфатів атом сірки кислотного залишку зв'язаний з атомом вуглецю безпосередньо $R - SO_3Me$, у сульфонатах через кисневий місточок $R-O-SO_3Me$. Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати добре розчиняються у воді, практично повністю дисоціюють на йони, стійкі до гідролізу. Вони використовуються переважно у суміші з іншими аніонними, катіонними і аполярними збирачами при флотації залізних, берилієвих, хромових, марганцевих та інших окиснених кальційвмісних мінералів і розчинних солей.

Ксантогенати є найбільш поширеними збирачами при флотації руд кольорових металів. Це калієві або натрієві солі ксантогенових кислот, що

мають спільну формулу $RO - C - S_2Me$. Залежно від будови радикала R ксантогенати поділяються на метилові, етилові, пропілові і т.д.

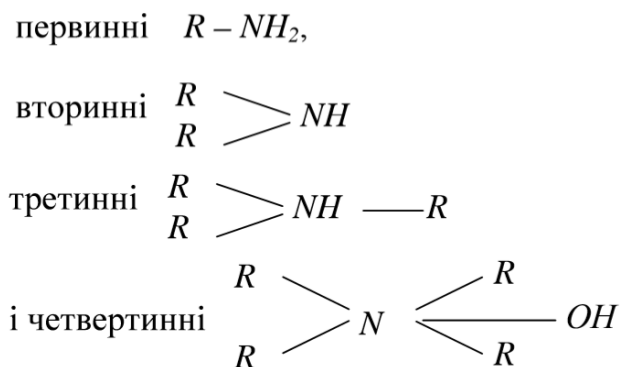
Меркаптани у хімічному відношенні є спиртами або фенолами, але в молекулах цих спиртів або фенолів гідроксильна група OH замінена сульфгідрильною SH , спільна формула меркаптанів $R - SH$ або $R - SMe$. Назва меркаптану залежить від назви радикалу R , що входить до складу його молекули: етилмеркаптан, фенілмеркаптан і т.д. Меркаптани погано розчиняються у воді, мають дуже сильний і неприємний запах, тому використовуються рідко.

Дитіофосфати відомі під назвою аерофлоти. Вони є похідними дитіофосфорної кислоти і представлені діарил- і діалкілдитіофосфорними кислотами і їх солями. Дитіофосфати містять два радикали, їх спільна формула:



Водень у полярній групі може замінятися калієм, натрієм або групою NH_4 . Залежно від цього аерофлот називається калієвим, содовим або амонієвим, етиловим або фенольним. Аерофлоти бувають рідкими і твердими, з рідких найбільше поширення одержав крезильовий аерофлот, а з твердих – содовий. Аерофлоти використовують для флотації сульфідних мінералів.

Катіон-активні збирачі є похідні від аміаку, у якому атоми водню всі або частково замінені вуглеводневими радикалами. Залежно від числа заміненних атомів водню аміни діляться на:



Як збирачі звичайно використовуються первинні аліфатичні аміни (АНП і ІМ-11), вони мають погану розчинність у воді, на поверхні мінералів закріплюються слабо і можуть бути легко десорбовані. Катіонні збирачі використовують при флотації силікатів, алюмосилікатів і оксидів, для яких аніонні збирачі недостатньо ефективні.

Спінювачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – газ (повітря)», внаслідок чого зменшується поверхневий

натяг. Гетерополярні молекули спінювачів складаються з аполярного радикалу достатньої довжини (не менше 4 ланок CH_2) з однією або декількома полярними групами: карбоксильною ($-COOH$), карбонільною ($-C=O$), гідроксильною ($-OH$), аміногрупою ($-NH_2$), сульфогрупою ($-SO_2OH$) та ін. У хімічному відношенні спінювачі є похідними органічних вуглеводних сполук і можуть бути аніонними, катіонними і нейоногенними. При введенні спінювачів у флотаційну пульпу підвищується стабільність і дисперсність пін, а також відбувається збільшення ступеня аерації пульпи за рахунок зниження швидкості підйому бульбашок і накопичення їх у пульпі.

Залежно від характеру впливу водневого показника (pH) розрізняють основні, кислі і нейтральні спінювачі. Основні спінювачі мають максимальну піноутворюючу здатність у лужному середовищі. Практичне використання при флотації руд кольорових металів має важкий піридин. Піноутворююча здатність кислих спінювачів знижується з підвищенням лужності пульпи. До кислих спінювачів належать фенольні реагенти (крезол, ксиленол, феноловмісні деревні масла і ін.), а також алкіларилсульфонати (детергенти, азоляти). Найбільшу групу складають нейтральні спінювачі, які підрозділяються на ароматичні і аліциклічні спирти (Т-66, ІМ-6-8 і ін.) і нейтральні реагенти, які містять речовини з ефірними зв'язками (ОПСБ, діалкілфталати, масло Х і ін.).

Модифікатори (*активатори, депресори і регулятори середовища*) – флотаційні реагенти, що використовуються для регулювання взаємодії збирача з мінералами з метою збільшення або зменшення гідрофобізації їх поверхні.

Використання модифікаторів дозволяє збільшити селективність дії збирача на мінерали і таким чином забезпечує їх чітке розділення при флотації. При введенні у пульпу модифікатора збирач гідрофобізує одні мінерали і не впливає на інші.

Як модифікатори використовуються різні за складом, структурою і властивостями хімічні сполуки – солі, кислоти, луги, електроліти, органічні і неорганічні речовини. Модифікатори взаємодіють з мінералами, збирачами і йонами, що присутні у пульпі, при цьому характер взаємодії може бути таким:

- модифікатори діють безпосередньо на поверхні мінералу і змінюють її хімічний склад. При використанні активатора досягається посилення взаємодії збирача з мінералом, при використанні депресора – припинення;

- модифікатори можуть витискувати збирач, що закріпився на поверхні мінералу, і таким чином припиняти його флотацію;

- модифікатори спроможні змінювати флотованість мінералів незалежно від їх взаємодії зі збирачем. Сорбція йонів або молекул модифікатора вільними від збирача ділянками поверхні мінералу змінює гідратацію цієї поверхні. Зниження гідратації приводить до підвищення гідрофобності мінеральної поверхні і посилення дії збирача. Підвищення гідратації приводить до протилежного результату:

– деякі модифікатори можуть у широкому діапазоні змінювати лужність середовища, у якому здійснюється взаємодія збирача з мінералом, і таким чином здійснювати вплив на флотацію.

В сучасній практиці флотації використовують:

– **активатори**: мідний купорос $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ (активація сфалериту), сульфід натрію Na_2S (активація окиснених мінералів руд кольорових металів), сірчана кислота H_2SO_4 (активація піриту), луги (активація силікатів) і ін.;

– **депресори**: ціанід натрію $NaCN$ (депресія сфалериту, піриту, сульфідів міді), біхромат калію K_2CrO_7 (депресія сульфідів свинцю), силікат натрію Na_2SiO_3 (депресія кварцу і інших породних мінералів), негашене вапно CaO (депресія піриту), сульфід натрію Na_2S (депресія сульфідних мінералів) і ін.

Регулятори середовища: луги і кислоти (вапно CaO , їдкий натр $NaOH$, сода Na_2CO_3 , сірчана кислота H_2SO_4 і ін.) змінюють pH середовища і таким чином впливають на процес флотації.

Класифікація мінералів за флотоуваністю.

Схема флотаційного процесу, характер використовуваних реагентів і результати збагачення у першу чергу залежать від мінерального складу і фізико-хімічних властивостей поверхні мінералів корисної копалини. Залежно від особливостей умов флотаційного розділення основні мінерали корисних копалин можна розділити на такі групи.

Аполярні мінерали неметалічних корисних копалин характеризуються високою природною гідрофобністю. До них належать кам'яне вугілля, графіт, алмаз, самородна сірка і тальк. Для флотації мінералів цієї групи використовують нафтові масла, а іноді тільки спінювачі.

Сульфіди важких металів і самородні метали характеризуються певною природною гідрофобністю і вибірковою здатністю адсорбувати на своїй поверхні сульфгідрильні збирачі (ксантогенати). До цієї групи належать сульфіди заліза, свинцю, міді, цинку, стибію, молібдену, кобальту та інших, а також золото, срібло, платина.

Окиснені мінерали важких металів представлені карбонатами, сульфатами, гідратами і силікатами міді, свинцю, цинку і змішаних руд. Ці мінерали не мають природної гідрофобності, тому їх флотація можлива жирними кислотами і їх милами або ксантогенатами після попередньої сульфідизації поверхні сульфідом натрію.

Полярні несольфідні мінерали лужноземельних мінералів мають у складі кристалічних ґраток катіони кальцію, барію, магнію і стронцію. Мінерали цієї групи дуже чутливі до йонного складу пульпи, вони добре флотують при використанні як збирачі жирних кислот і їх мил.

Оксиди, силікати і алюмосилікати представлені великою групою мінералів, до якої входять кварц, андалузит, діаспор, берил, гематит, каолінит, каситерит, кіаніт, корунд, піролюзит, польові шпати, слюди і ін. Більшість

цих мінералів добре флотується з використанням оксигідрильних збирачів, жирних кислот і збирачів катіонного типу.

Розчинні солі представлені такими мінералами, як галіт, каїніт, карналіт, сильвін і іншими. Ці мінерали флотують з насичених розчинів солей жирними кислотами, амінами і їх сумішами з аполярними реагентами.

Близькість флотаційних властивостей різних за складом мінералів визначає складність флотаційних схем і в цілому технології флотаційного збагачення корисних копалин.

Флотаційні машини.

Апарати, в яких здійснюється процес флотації, називаються **флотаційними машинами**. Призначення флотомашин – створення умов для змішування пульпи з тонкодисперсним повітрям, забезпечення прилипання мінеральних частинок до бульбашок, вилучення утворених комплексів у пінний шар і виділення потрібного продукту з водного середовища.

Широке використання флотації для збагачення найрізноманітніших корисних копалин привело до розробки великої кількості конструктивних типів флотаційних машин, основні з них наведені на рис. 3.39.

Механічна флотаційна машина (рис. 3.39 а) складається з послідовного ряду двокамерних секцій 1. За конструкцією вони відрізняються наявністю у першій секції завантажувального кармана, а у останній – розвантажувального. Кожна секція складається із завантажувальної (всмоктувальної) і прямотечійної камер. У центральній частині кожної з них (усередині труби 4) розміщений вал 2 з імперелером 3, при обертанні якого пульпа подається (засмоктується) у камеру і перемішується. При цьому пульпа ежектує атмосферне повітря і насичується ним. Імперелер викидає у камеру пульпо-повітряну суміш, внаслідок її турбулізації створюється велика кількість дрібних бульбашок. У камері при зустрічі з бульбашками оброблені реагентами частинки закріплюються на них і утворюється комплекс «мінеральна частинка – повітряна бульбашка».

Мінералізовані бульбашки спливають на поверхню пульпи і створюють пінний шар. Пінний продукт (звичайно концентрат) видаляється пінознімачем 5 (з однієї або двох сторін) і направляється на зневоднення або перечищення. Нефлотований матеріал переміщується у подальшу камеру, де процес флотації продовжується, або видається з кінцевої камери як камерний продукт (звичайно відходи). Рівень пульпи у секціях підтримується шиберами з електроприводом. Направлення зйому пінного продукту на рис. 3.39 а умовно повернено на 90° відносно руху пульпи.

Механічні флотаційні машини застосовуються для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу $-0,074$ мм близько 50 %) у розвинутих схемах флотації, що вимагають регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне повернення промпродуктів з попереднього перечищення в наступне. Машини механічного типу застосовуються на збагачувальних фабриках малої

виробничої потужності при відсутності повітряного господарства, а також у перелічених операціях і циклах розділення колективних концентратів з відносно невеликими виходами. Механічні флотомашини є найбільш універсальними, тому вони використовуються для збагачення багатьох видів корисних копалин.

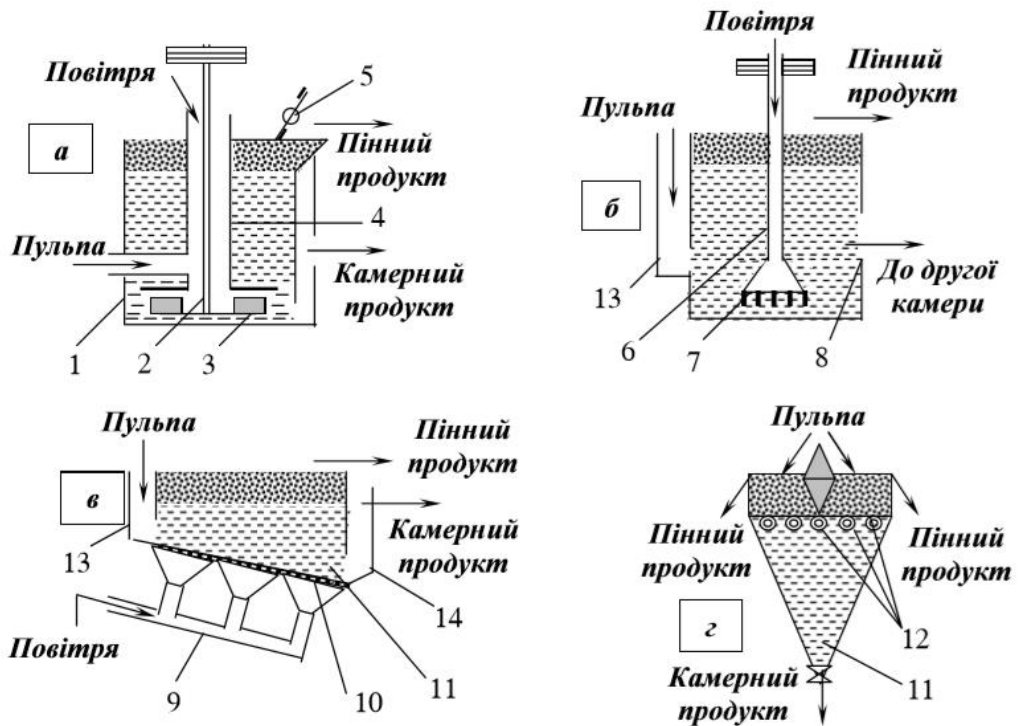


Рис. 3.39. Схеми флотаційних машин:

а – механічної; б – пневмомеханічної; в – пневматичної; г – пінної сепарації.

1 – камера; 2 – вал; 3 – імпелер; 4 – повітряна труба; 5 – пінознімач;

6 – пустотілий вал; 7 – аератор; 8 – вікно; 9 – повітряна труба;

10 – пориста перегородка; 11 – конічна частина камери; 12 – аератори;

13 – завантажувальний карман; 14 – розвантажувальний карман.

Пневмомеханічна флотаційна машина (рис. 3.39 б) складається з чотирьох-, шестикамерних секцій і відрізняється від механічної тим, що аератор 7 має призначенням тільки перемішування пульпи зі стисненим повітрям, яке подається по пустотілому валу 6. Аератор диспергує повітря, але не має здатності засмоктування, тому камери сполучаються між собою через отвори 8 у бокових стінках. У пневмомеханічну машину можуть бути включені механічні камери для підсмоктування продуктів і для прийому пульпи (головна камера). Загальний рівень пульпи у машині підтримується порогом, що встановлений в останній камері.

На збагачувальних фабриках великої потужності найчастіше використовуються пневмомеханічні флотаційні машини. Це обумовлено тим, що вони забезпечують вищу швидкість флотації і менші питомі витрати електроенергії в порівнянні з механічними машинами. Крім того, у цих

машинах можливе регулювання аерації пульпи в широкому діапазоні (витрати повітря можуть складати до $1,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ на 1 м^3 пульпи). Пневмомеханічні машини застосовуються при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і близько 50 % класу $-0,074 \text{ мм}$). Установка пневмомеханічних машин доцільна в операціях міжциклової, основної і контрольної флотацій на фабриках великої і середньої виробничої потужності, їх варто також встановлювати в перелічних операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямотечійні пневмомеханічні машини рекомендуються для встановлення там, де не потрібне покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень промпродуктів. Пневмомеханічні флотомашини знаходять широке використання в основних і контрольних операціях при збагаченні руд кольорових металів та інших корисних копалин.

Пневматична флотаційна машина (рис. 3.39 в) являє собою довгу камеру (ванну) 1 з пористими перегородками 10 у днищі або у бокових стінках. Пористі перегородки виготовляють з тканини, перфорованої гуми або кераміки. Через пористі перегородки вдувається повітря, що надходить по трубі 9. Крупність повітряних бульбашок і циркуляція пульпи залежать від тиску повітря і розміру отворів використаних перегородок. Вихідна пульпа подається у машину через завантажувальний карман 13 на одному кінці камери, нефлотований матеріал (камерний продукт) видаляється з протилежного кінця через розвантажувальний карман 14. Пінний продукт видаляється самопливом з бортів камери.

Пневматичні флотомашини характеризуються простотою конструкції і малими витратами електроенергії, але їх технологічні показники неконкурентоздатні з показниками механічних і пневмомеханічних машин. Пневматичні флотаційні машини варто встановлювати в основних і контрольних операціях при крупності продуктів менше $0,15 \text{ мм}$ і за таких умов: легкої флотованості матеріалу, малої або середньої його густини, простої схеми збагачення і великому виході концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу варто віддати механічним або пневмомеханічним машинам.

Машина пінної сепарації (рис. 3.39 г) за способом аерації може бути віднесена до апаратів пневматичного типу. Але від них вона відрізняється тим, що процес розділення гідрофобних і гідрофільних частинок здійснюється подачею пульпи на міцний шар піни, який створюється гумовими аераторами 12. Гідрофобні частинки утримуються в шарі піни і розвантажуються самопливом або пінознімачами з бортів камери. Гідрофільні частинки під дією сили ваги стікаючої води проходять крізь піну у конічну частину машини 11, звідки розвантажуються через спеціальний затвор.

Машини пінної сепарації застосовуються для збагачення матеріалів крупністю до 3 мм , що в декілька разів перевищує крупність матеріалу, збагачуваного у машинах інших типів. Машини пінної сепарації знаходять

все більше застосування при збагаченні силвіну, фосфоритів, вугілля, марганцевих і інших руд.

Умовні позначки флотаційних машин наведені в табл. 3.9.

Таблиця 3.9. Умовні позначки флотаційних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
ФМ - флотаційна машина МФУ - машина флотаційна вугільна ФПМ - флотаційна пневмомеханічна машина ФП - флотаційна пневматична машина ФПС - флотаційний пінний сепаратор	V - місткість однієї камери

Нормальне функціонування флотаційного відділення збагачувальної фабрики забезпечується допоміжним обладнанням.

Допоміжне флотаційне обладнання.

Підготовка пульпи до флотації полягає в обробці її флотаційними реагентами. Одна частина з них подається у млини, друга – безпосередньо у флотаційну машину, а певна частина – у спеціальні контактні чани або кондиціонери. Дозуються флотаційні реагенти спеціальними живильниками різної конструкції. Контактні чани, апарати для підготовки пульпи і реагентні живильники складають допоміжне флотаційне обладнання.

Контактний чан (рис. 3.40) призначений для перемішування пульпи з флотаційними реагентами і створення умов для їх закріплення на мінеральних частинках. Він являє собою ємність циліндричної форми 1, усередині якої розташована пустотіла труба 2 з отворами для циркуляції пульпи. Це забезпечує рівномірний розподіл реагентів. У трубі обертається вал 3 з лопатевою мішалкою 4. Вихідний матеріал подається по трубі 5, а підготовлений до флотації видається по трубі 6.

Переріз апарата для підготовки пульпи типу “Каскад”, який застосовується для кондиціонування вугільних пульп, наведено на рис. 3.41. Всі потоки пульпи, які надходять на флотацію, направляються у змішувач 8, в якому завдяки тангенціальному руху гідросуміші через патрубок 9 утворюється вихор і забезпечується змішування потоків. Зі змішувача пульпа проходить через отвори конуса 10 і віялоподібним потоком надходить на решітку 11, розтікається по ній і через отвори протікає в нижню частину колони 12. Реагенти з дозатора 4 подаються в пристрій для приготування аерозолі – вентилятор-ротор 5 – який приводиться в дію електродвигуном 7 через клинопасову передачу 6. Аерозоль проходить через фільтр 3 і по трубі 1 подається в колону 12 під решето 11 назустріч потокам пульпи. Така конструкція апарата забезпечує досить рівномірне розподілення реагента по об’єму пульпи. Для чистки решета передбачено отвір 13. Далі пульпа з реагентом протікає через жалюзійні ґратки 14, де додатково перемішується і надходить у змішувальну лійку 17. Нижня частина колони являє собою пульпороздільник, на бокових стінках якого є отвори 19. До стінок

прикріплені зливні коробки 15 з поворотними заслінками 16. До коробок кріпляться запірні клапани 18, які виконують функцію регулювання швидкості витоку кондиціонованої пульпи.

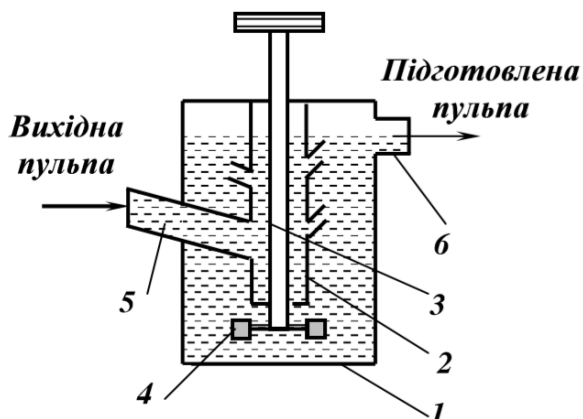


Рис. 3.40. Схема контактного чана.

- 1 – циліндрична ємність;
- 2 – пустотіла труба;
- 3 – вал;
- 4 – лопатева мішалка;
- 5 – живильна труба;
- 6 – зливна труба.

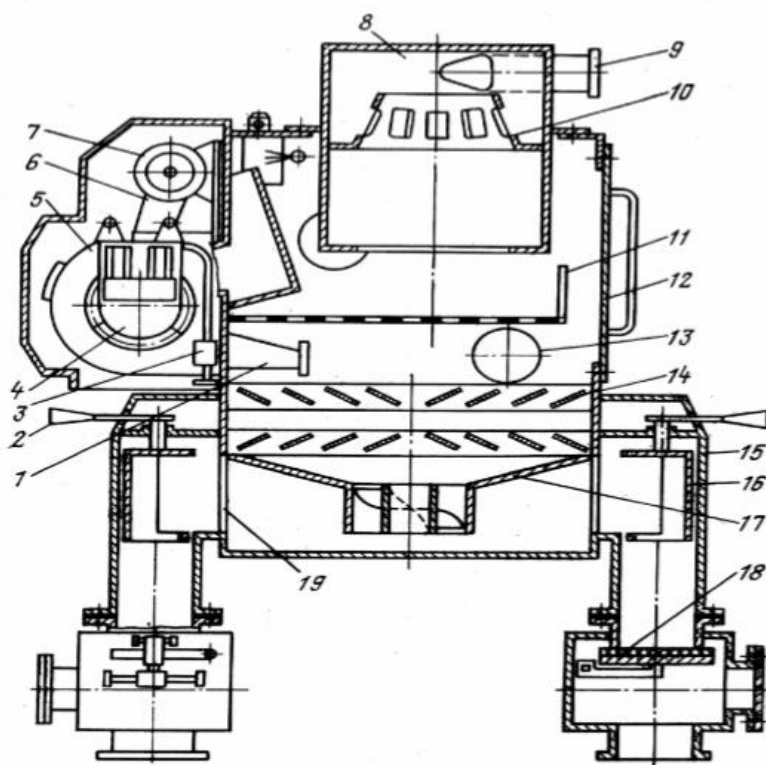


Рис. 3.41. Апарат для підготовки пульпи «Каскад»:

- 1 - труба; 2 - ручка;
- 3 - фільтр; 4 - дозатор;
- 5 - вентилятор-ротор;
- 6 - клинопасова передача;
- 7 - електродвигун;
- 8 - змішувач;
- 9 - патрубок;
- 10 - конус; 11 - решітка;
- 12 - колона;
- 13, 19 - отвори;
- 14 - жалюзійні ґратки;
- 15 - зливні коробки;
- 16 - заслінка;
- 17 - лійка; 18 – клапан.

Продуктивність апарата “Каскад” досягає $8000 \text{ м}^3/\text{год}$. Той же принцип роботи покладено в основу апарата для кондиціонування пульпи типу АКП-1600 продуктивністю $1600 \text{ м}^3/\text{год}$.

Живильники флотаційних реагентів призначені для безперервної їх подачі у процес. Найбільш надійні і найчастіше використовувані живильники скіпові, склянкові і шківні (рис. 3.42).

Скіповий живильник (рис. 3.42 а) дозує реагент стаканом 1, який кривошипно-шатунний механізм 2 переміщує зворотно-поступально по напрямних 3.

При русі униз стакан занурюється у бачок з реагентом, при русі вгору стакан сковзає по криволінійній ділянці напрямних, нахиляється і зливає у приймальну лійку порцію реагенту. Кут нахилу стакану, а отже, і доза реагенту регулюється довжиною шатуна приводного механізму.

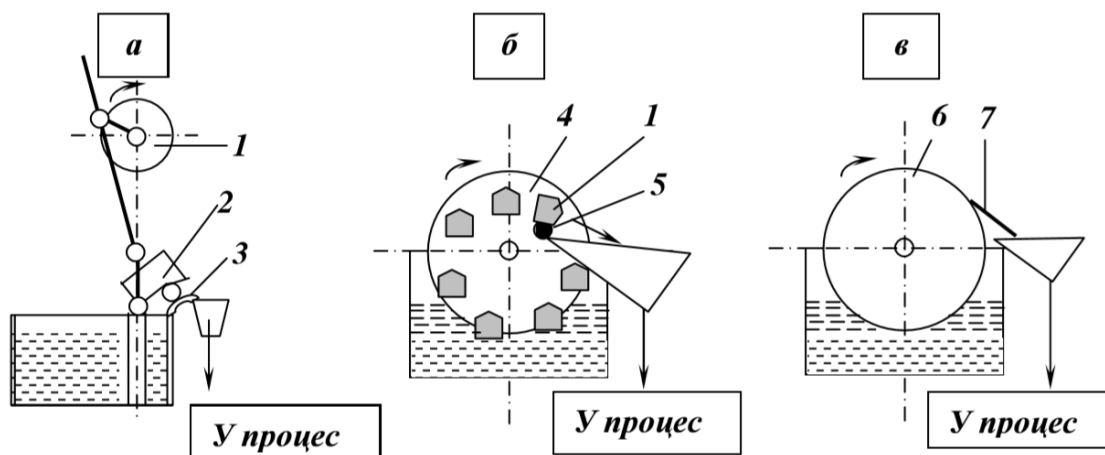


Рис. 3.42. Схеми живильників реагентів.

а – скіповий; б – стаканний; в – шківний.

1 – стакан; 2 – кривошипно-шатунний механізм; 3 – напрямні;
4 – диск; 5 – стержень перекидний; 6 – шків; 7 – шкребок.

Стаканний живильник (рис. 3.42 б) являє собою диск 4, що обертається навколо горизонтальної осі; на поверхні диска шарнірно кріпляться стакани 1. При обертанні диска стакани занурюються у ванну з реагентом, а потім за допомогою перекидного стержня 5 по чергово зливають реагент у приймальну лійку, звідки реагент надходить у процес. Витрати реагенту регулюються зміною положення перекидного стержня.

Шківні живильники (рис. 3.42 в) використовують для дозування в'язких маслянистих реагентів. Живильник являє собою обертальний шків 6, занурений у ванну з маслом. З бокової поверхні шківа масло знімається шкребком 7 і направляється у приймальну лійку. Витрати реагенту регулюються шириною і кількістю шкребків.

Схеми флотації.

Схеми флотації корисних копалин характеризуються великою різноманітністю, що пояснюється різноманітністю мінерального складу руд. Але, незважаючи на велику кількість флотаційних схем, вони мають ряд спільних ознак, за якими їх можна класифікувати на окремі типи. Всі флотаційні схеми підрозділяються на схеми *прямой* і *зворотной* флотації, *прямой селективной* і *колективно-селективной* флотації.

При **прямій флотації** у пінний продукт вилучається корисний компонент, а породні домішки залишаються у камерному продукті.

При **зворотній флотації**, навпаки, у пінний продукт виділяють мінерали пустої породи, а корисні компоненти залишаються у камерному продукті.

Схема **селективної флотації** передбачає послідовне виділення з корисної копалини цінних компонентів у вигляді окремих концентратів.

При **колективно-селективній флотації** багатоконцентної руди у першу чергу у колективний концентрат вилучають усі або декілька корисних компонентів. Потім колективний концентрат розділяють на окремі концентрати. Збагачення за колективно-селективною схемою дозволяє при грубому подрібненні виділити у відходи значний обсяг пустої породи, а на тонке подрібнення направляти тільки колективний концентрат перед його селекцією. В результаті значно зменшуються витрати на переробку руди у порівнянні зі схемою прямої селективної флотації.

Схеми флотації підрозділяються на окремі цикли і стадії залежно від властивостей збагачуваного матеріалу і вимог до кінцевих продуктів.

Кожна стадія може включати один або декілька циклів. Кожний цикл може включати декілька послідовних операцій: основну, перечисну, контрольну.

Основна флотація – перша операція у кожному циклі, її основна мета – максимально можливе вилучення корисного компонента.

Перечисна флотація – повторна флотація концентрату попередньої операції. Основною метою перечисної флотації є підвищення якості концентрату.

Контрольна флотація – повторна флотація відходів з метою остаточного вилучення корисного компонента.

Схема флотації однокомпонентної руди наведена на рис. 3.43, схема флотації двокомпонентної руди – на рис. 3.44.

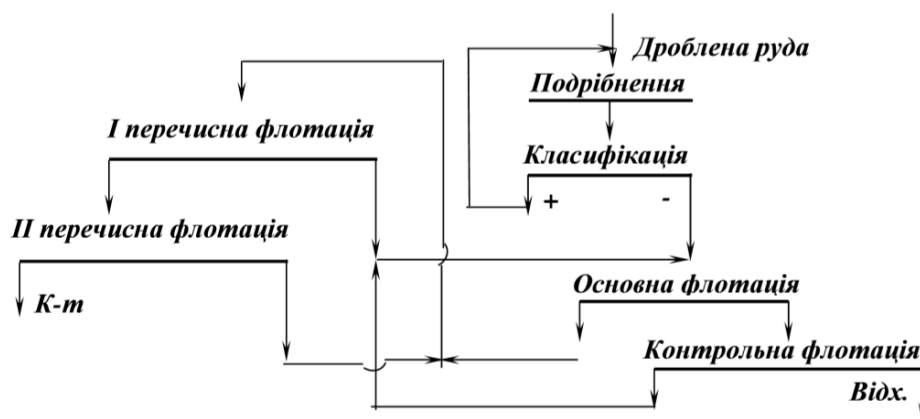


Рис. 3.43. Схема флотації однокомпонентної руди

За схемою (рис. 3.43) додаткове подрібнення не виконується. Розкриття усіх мінеральних зерен робиться у процесі попереднього подрібнення руди, тому схема – одностадійна. Крім того, усі операції флотації об'єднуються спільністю флотаційних реагентів і флотаційних режимів, спільністю мети – одержання корисного компонента у вигляді товарного концентрату, тому схема – одноциклова. Схеми цього типу характерні для збагачення мономінеральних руд з рівномірним вкрапленням мінералів. При збагаченні вугілля можна використовувати схеми, що залежно від його збагачуваності

При флотації двокомпонентної руди за колективно-селективною схемою (рис. 3.44) передбачається додаткове подрібнення колективного концентрату і його подальша селективна флотація.

Схема включає три окремих цикли: цикл колективної флотації двох корисних компонентів у спільний концентрат; цикл селективної флотації першого компонента; цикл селективної флотації другого компонента.

Основні фактори, що впливають на ефективність розділення мінералів шляхом флотації: мінеральний склад корисних і породних компонентів, крупність і гранулометричний склад живлення флотації, температура пульпи, схема флотації. Такі фактори, як тривалість флотації, густина пульпи, ступінь аерації, конструкція машини, впливають не тільки на ефективність, але й на продуктивність машини по вихідному матеріалу.

$$Q = (60k_n V \delta) / [k(1 + R\delta)\tau], \text{ т/год} \quad (3.26)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); n – число камер у машині; V – геометричний об’єм однієї камери, м^3 ; δ – густина твердої фази живлення, т/м^3 ; k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$; при збагаченні вугілля $k = 1,25$); R – розрідженість живлення флотації, $\text{м}^3/\text{т}$; τ – тривалість флотації, хв.

Продуктивність пневматичних флотаційних машин розраховується за формулою:

$$Q = (60k_3 L f \delta) / [k(1 + R\delta)\tau], \text{ т/год} \quad (3.27)$$

де L – довжина ванни машини, м; f – коефіцієнт живого перетину корпуса машини, м^2 .

Мінеральний склад корисної копалини визначає умови її флотації. Характеристика збагачуваного матеріалу включає не тільки його мінералогічний склад, але й властивості окремих мінералів, їх співвідношення, характер зростків, наявність ізоморфних домішок, вторинні зміни мінералів (вивітрювання, окиснення і т.п.). Мінеральний склад впливає на вибір реагентів, їх витрати і послідовність вилучення компонентів.

Крупність подрібненої корисної копалини, що надходить на флотацію, повинна забезпечити повноту розкриття мінеральних зерен. У той же час пульпа не повинна містити надмірно крупних зерен і надмірно тонких частинок. Крупні зерна при флотації значною мірою втрачаються з відходами, а тонкі не мають можливості закріпитися на повітряній бульбашці внаслідок гідродинамічних ефектів (тонкі частинки крупністю приблизно десятків мікрон і менше прямують лініями течії рідини і огинають бульбашки, не зустрічаючись з ними). Крім того, тонкі гідрофобні фракції поглинають велику кількість збирача, а гідрофільні “заглушають” флотацію крупних гідрофобних зерен (налипають на їх поверхню і гідрофілізують її).

Реагентний режим включає перелік використовуваних флотаційних реагентів, їх дозування, черговість і точки подачі, тривалість попереднього контакту з пульпою. Реагентний режим розроблюється з урахуванням особливостей збагачуваної корисної копалини. Він повинен забезпечити одержання найкращих показників збагачення при мінімально можливих економічних витратах.

Тривалість флотації у кожній операції визначається дослідним способом. Чим більша тривалість флотації, тим вище вилучення флотовамого продукту, але тим нижча його якість. При недостатній тривалості флотації збільшуються втрати флотовамого продукту.

Залежно від властивостей флотованих руд тривалість флотації змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд вона складає 5-15 хв., для середньофлотованих – 15-30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Температура пульпи впливає на інтенсивність фізичних і хімічних процесів, що відбуваються у ній. При підвищенні температури пульпи

збільшується розчинність і дисперсність важкорозчинних збирачів, що інтенсифікує процес флотації і зменшує витрати флотаційних реагентів. Для підігріву пульпи звичайно використовують водяну пару.

Конструкція флотаційної машини повинна забезпечити достатнє перемішування, оптимальний ступінь аерації пульпи, ефективне диспергування повітря і спокійну зону піноутворення.

3.7. Електричне збагачення

Визначення і загальна характеристика

Електричне збагачення (електрична сепарація) – процес розділення зерен мінералів з різними електричними властивостями (електризованість, електропровідність та діелектрична проникність), залежно від яких під дією електричного поля змінюються траєкторії їх руху [18, 19].

Електрична сепарація запропонована у 1870 р. у США. В промисловості вперше метод застосовано на початку XX ст. в США (1901 р. – Блек, Моршер, 1905 р. – Гуфф). В Україні метод, зокрема, знайшов застосування на Вільногорський МК для доводки комплексних титаноцирконових гравітаційних концентратів.

Сьогодні електрична сепарація застосовується для доводки чорнових концентратів алмазних і рідкіснометалічних руд: титанцирконієвих, тантало-ніобієвих, олов'яно-вольфрамових, рідкісноземельних (монацит-ксенотимових). Менш поширена електрична сепарація гематитових руд, кварцу і польового шпату, збагачення калійних (сильвінітових) руд, вилучення вермікуліту та ін. Для збагачення корисних копалин, а також розділення за крупністю (електрокласифікація) використовують різні електрофізичні властивості: електропровідність, діелектричну проникність, поляризацію тертям, нагріванням та ін. У залежності від способу утворення на частинках заряду і його передачі у процесі електричної сепарації розрізняють електростатичну, коронну, діелектричну, трибоадгезійну сепарації. При електростатичній сепарації розділення проводиться у електростатичному полі, частинки заряджаються контактним або індукційним способом. Розділення за електропровідністю відбувається при зіткненні частинок з електродом (напр., зарядженою поверхнею барабана; електропровідні частинки при цьому отримують однойменний заряд і відштовхуються від барабана, а неелектропровідні не заряджаються). Утворення різнойменних зарядів можливе при розпиленні, ударі або терті частинок об поверхню апарата (трибоелектростатична сепарація). Вибіркова поляризація компонентів суміші можлива при контакті нагрітих частинок з холодною поверхнею зарядженого барабана (піроелектрична сепарація). Коронна сепарація проводиться у полі коронного розряду, частинки заряджаються йонізацією. Коронний розряд створюється в повітрі між електродом у вигляді вістря або дроту і заземленим електродом, напр.,

барабаном; при цьому провідні частинки віддають свій заряд заземленому електроду. Частинки також можуть заряджатися йонізацією, наприклад, радіаційною. Діелектрична сепарація проводиться за рахунок пондеромоторних сил в електростатичному полі; при цьому частинки з різною діелектричною проникністю рухаються за різними траєкторіями. Трибоадгезійна сепарація базується на відмінностях в адгезії частинок після їх електризації тертям. Тертя реалізується при транспортуванні частинок по спеціальній підкладці, в киплячому шарі при зіткненні частинок одна з одною. Можливі комбіновані процеси електричної сепарації: коронно-електростатичний, коронно-магнітний та ін. Відносно мала поширеність процесу. пояснюється її високою енергоємністю, необхідністю експлуатації складного високовольтного обладнання (напругою 20-60 кВ), а також вимогами до ретельного попереднього просушування матеріалу, що важко забезпечити на збагачувальних фабриках.

За продуктивністю, економічними та технологічними характеристиками процес електричного збагачення конкурує з флотацією. Економіко-екологічні оцінки фахівців (В.В.Кармазін), показують, що в майбутньому, в зв'язку з дефіцитом прісної води, роль електричних методів збагачення буде зростати.

Теоретичні основи електричного збагачення

При електричній сепарації використовують в основному такі електричні властивості мінералів, як електропровідність, діелектрична проникність, а також їх здатність заряджатися під впливом деяких фізичних ефектів (трибо-, піро- і п'єзоелектричний ефекти, контактний потенціал). Процес електричної сепарації полягає у взаємодії електричного поля з зарядженою мінеральною частинкою. Електрична сепарація застосовується для збагачення зернистих сипучих матеріалів крупністю 0,05–3 мм, коли їхня переробка іншими методами неефективна або неекономічна. Крім сепарації застосовують також електричну класифікацію і знепилення різних матеріалів, ці процеси у ряді випадків більш ефективні, ніж гравітаційні і відцентрові. Електричне поле (рис. 3.45) діє на заряджені частинки. Рух частинок у електричному полі залежить від його напруженості і неоднорідності, а також від заряду частинок, а конфігурація поля – від форми і розташування електродів. Напруженістю електричного поля E в точці називається величина, що дорівнює відношенню сили, з якою поле діє на позитивний заряд у даної точці, до цього заряду:

$$E = F / Q, \text{ В/м}, \quad (3.28)$$

де F – сила, що діє на заряд, Н; Q – величина заряду, Кл.

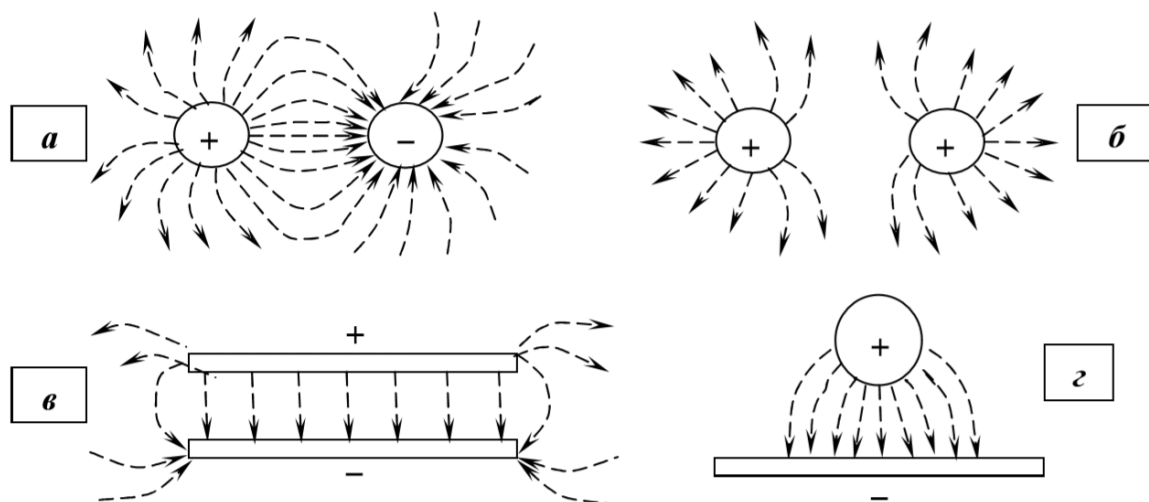


Рис. 3.45. Конфігурації електричних полів:
а – двох різнойменних зарядів; б – двох однойменних зарядів;
в – двох різнойменних пластин; г – різнойменних дроту і пластини.

Для електричної сепарації використовуються поля з напруженістю близько $6 \cdot 10^5$ В/м при напрузі на електродах $U = 20 - 70$ кВ.

Між паралельними плоскими полюсами-електродами (рис. 3.45 в) силові лінії паралельні і поле однорідне. При точкових відокремлених полюсах (рис. 3.45 а, б, г) силові лінії розходяться по радіусах і число їх зменшується пропорційно квадрату відстані від полюса. У цьому випадку поле – неоднорідне. Неоднорідність поля характеризується градієнтом напруженості:

$$\text{grad}E = dE/dx, \text{ В/м}^2, \quad (3.29)$$

де dE – зміна напруженості поля у напрямку x на відрізку dx .

Величина напруженості поля залежить від діелектричної проникності середовища, у якому знаходиться поле, температури та інших факторів.

Діелектрична проникність середовища показує, у скільки разів сила взаємодії зарядів у даному середовищі менша, ніж у вакуумі. Абсолютна діелектрична проникність ϵ_a діелектрика – величина, що дорівнює добутку діелектричної проникності діелектрика ϵ і електричної сталої ϵ_0 ($\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м):

$$\epsilon_a = \epsilon \cdot \epsilon_0. \quad (3.30)$$

Результати взаємодії мінеральної частинки з електричним полем залежать від її електричних властивостей. При електричній сепарації використовують в основному відмінності мінералів у електропровідності, діелектричній проникності, електризації тертям і адгезії. Залежно від електропровідності усі мінерали поділяють на три групи:

– **провідники** з питомою електропровідністю $10^{-1} \leq \rho \leq 10^4$ Сим/м (Сименс/м). До провідників належать самородні метали, багато сульфідних мінералів, графіт, ільменіт, рутил, титаномagnetит і ін.;

– **напівпровідники** з питомою електропровідністю $10^{-2} \leq \rho \leq 10^{-10}$ Сим/м. До напівпровідників відносять гранат, лімоніт, гематит, сидерит, молібденіт, псиломелан, станін і ін.;

– **непровідники** (діелектрики) з питомою електропровідністю $10^{-11} \leq \rho \leq 10^{-20}$ Сим/м. Непровідниками є алмаз, каситерит, циркон, шеєліт, кварц, кальцит і ін.

Електропровідність мінеральних частинок характеризується об'ємною і поверхневою складовими. Об'ємна електропровідність мінералу може коливатися у значних межах залежно від вмісту у мінеральних частинках сторонніх домішок. Поверхнева електропровідність залежить від стану поверхні, наявності на поверхні мінералу окисних плівок, вологи, поверхнево-активних речовин і т.д. Природну поверхневу електропровідність мінералів у ряді випадків можна змінити в необхідному напрямку обробкою їх спеціальними реагентами. Внаслідок обробки збільшується різниця у електропровідності мінералів, особливо діелектриків, а отже, поліпшуються умови їх розділення. На електричні властивості провідників обробка реагентами практично не впливає.

Під дією електричного поля у частинці незарядженого провідника відбувається вільне переміщення електричних зарядів. На кінці частинки, що звернена до позитивного електрода, виникає негативний заряд, а на другому кінці – позитивний заряд (явище електростатичної індукції). У непровідників в електричному полі не відбувається вільного переміщення зарядів, а спостерігається тільки зсув негативного заряду у напрямку позитивного електрода, а позитивного заряду – у напрямку негативного електрода (явище поляризації). При цьому під впливом постійного напруження рух електричних зарядів у провідниках відбувається безперервно, а у діелектриках зсув зарядів швидко припиняється, після чого вони залишаються поляризованими. При поляризації діелектрика на поверхні частинок з протилежних кінців створюються заряди протилежних знаків, але ці заряди, на відміну від індукованих у провіднику, є зв'язаними і їх не можна розділити.

Зарядження частинок можна виконувати йонізацією у полі коронного розряду, йонізацією α - або β -випромінюванням, електризацією тертям, індукуванням зарядів, контактом із зарядженим електродом, нагріванням, а також різними комбінаціями цих способів. Але основне практичне значення при електричній сепарації мають такі способи: контактна електризація, індукція, йонізація у полі коронного розряду і електризація тертям.

При **контактній електризації** дотик мінерала-провідника до поверхні електрода приводить до того, що він практично миттєво набуває потенціалу електрода. Діелектрики до потенціалу електрода заряджаються поступово,

свій потенціал (первинний заряд) вони можуть зберігати протягом кількох секунд або хвилин.

При **індукційній електризації** мінеральні частинки вільно рухаються між електродами і внаслідок різної природи та кінетики утворення електричні заряди, що виникають на провідниках і діелектриках, відрізняються величиною. Але за абсолютною величиною ця різниця зарядів мала, що не дозволяє ефективно розділяти мінеральні суміші.

При **комбінованому способі електризації контактом і індукцією** мінеральні частинки отримують великі потенціали, але провідники швидко розряджаються на заземленому електроді і набувають його потенціалу. У цьому випадку різниця у потенціалах зарядів частинок значно більша, ніж при застосуванні тільки індукційного способу.

Найбільш розповсюдженим способом зарядки мінеральних частинок є зарядження у полі коронного розряду або радіоактивного або іншого жорсткого випромінювання.

Коронний розряд створюється між двома електродами, один з яких (коронуючий) має малий радіус кривизни (тонкий дріт, вістря і т.п.), а другий (заземлений) виконаний у вигляді барабана або пластини. Під впливом електричного поля потік газових йонів рухається від коронуючого електрода до заземленого. Мінеральні частинки, що переміщуються крізь потік йонів, заряджаються. Різниця у величинах зарядів, що одержали частинки в результаті йонізації, посилюється способом розрядки через заземлений електрод. Провідник швидко віддає свій заряд і стає нейтральним до електрода, діелектрики розряджаються повільніше. Різниця в швидкостях розрядження провідників і діелектриків достатньо велика і пропорційна різниці у електропровідності мінералів, які розділяють при збагаченні. Цей спосіб зарядки найчастіше застосовується при сепарації мінералів за електропровідністю.

Електризація тертям застосовується при розділенні мінералів, близьких за електропровідністю. Електризація тертям здійснюється двома способами: інтенсивне перемішування мінеральних частинок з їх частим зіткненням і транспортування мінеральної суміші по поверхні електризатора, виконаного у формі лотка. Внаслідок тертя одні мінерали здобувають позитивний заряд і в електричному полі притягуються до негативного електрода, інші мінерали здобувають негативний заряд і притягуються до позитивного електрода. Деякі мінерали не володіють здатністю електризуватися тертям.

В електричному полі сепаратора розділення по-різному заряджених частинок здійснюється внаслідок взаємодії електричних і механічних сил.

Електричні сили, що діють між частинками, визначаються такими параметрами електричного поля: наявність носіїв заряду (поле з рухомими носіями зарядів або без них), полярність поля (постійна або змінна), однорідність поля (однорідне або неоднорідне), система електродів (замкнена або відкрита), середовище сепарації (рідина або газ).

Сили, що діють на частинку:

– **електрична кулонівська сила**, що обумовлена притяганням частинки до протилежного за знаком електрода і відштовхуванням від однойменного:

$$F_{el} = Q / E, \text{ Н}, \quad (3.31)$$

де Q – заряд частинки, Кл; E – напруженість електричного поля В/м.

Електрична сила проявляється при всіх указаних параметрах поля, тому електричне збагачення можливе як у однорідному, так і у неоднорідному полях (на відміну від магнітного збагачення). Але вплив цієї сили на траєкторію руху частинки у полі змінної полярності незначний внаслідок великої механічної інерції частинок;

– **сила дзеркального відбиття** виникає під дією індукованого на електроді заряду, що дорівнює заряду частинки. Сила спрямована до електрода і намагається втримати частинку на ньому або біля нього, для повітряного середовища вона дорівнює:

$$F_{dz} = Q^2 / (4\pi\epsilon_0 r), \text{ Н}, \quad (3.32)$$

де r – радіус частинки, м; ϵ_0 – електрична стала ($\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м).

Сила дзеркального відбиття виникає також при всіх параметрах поля, але дія її помітна тільки поблизу електрода або при контакті з ним. За абсолютною величиною вона значно менша від електричної сили;

– **пондеромоторна сила** обумовлена різницею між діелектричними проникностями частинки (ϵ) і середовища (ϵ^*), у якому здійснюється сепарація:

$$F_{nm} = 4\pi\epsilon^*\epsilon_0 r^3 \cdot \frac{\epsilon - \epsilon^*}{\epsilon + 2\epsilon^*} \cdot E \cdot \text{grad}E, \quad (3.33)$$

де $\text{grad}E$ – похідна напруженості електричного поля у напрямку її максимальної зміни, В/м².

Напрямок дії пондеромоторної сили не залежить від знака заряду електрода. Ця сила намагається виштовхнути частинку у слабкіші ділянки поля при $\epsilon < \epsilon^*$ і, навпаки, втягнути при $\epsilon > \epsilon^*$. Пондеромоторна сила проявляється тільки в неоднорідному полі, і її значення залежить від характеристики середовища. При сепарації у повітряному середовищі вона дуже мала у порівнянні з електричною, але в рідині з високою діелектричною проникністю досягає значень достатніх, для розділення матеріалів;

– **відцентрова сила**, що виникає при обертанні осаджувального електрода і діє на частинку у напрямку від осі електрода до його поверхні:

$$F_{\text{вц}} = 2mV^2 / D, \text{ Н}, \quad (3.34)$$

де m – маса частинки, кг; V – окружна швидкість обертання барабана сепаратора, м/с; D – діаметр барабана, м.

– **гравітаційна сила**, величина нормальної і тангенціальної складових якої залежить від положення частинки на барабані:

$$F_{\text{зр}} = mg, \text{ Н}. \quad (3.35)$$

Таким чином, результуюча сила, що притискає частинку до поверхні барабана, дорівнює:

$$F = F_{\text{ел}} + F_{\text{дз}} - F_{\text{нм}} - F_{\text{вц}} \pm F_{\text{зр}}, \text{ Н}. \quad (3.36)$$

В залежності від положення частинки на поверхні барабана величина цих сил неоднакова.

При виході частинки із зони дії коронного розряду дія сил $F_{\text{ел}}$ і $F_{\text{нм}}$ припиняється. Крім того, при віддаленні частинки з зони коронного розряду слабшає дія сили дзеркального відбиття $F_{\text{дз}}$, тому що частинка поступово розряджається.

Неоднакова дія й сили ваги: на верхній ділянці барабана вона притискає частинку до поверхні, а на нижній – відриває.

Величина пондеромоторної сили дуже мала у порівнянні з електричною і дзеркального відбиття, тому нею при розрахунках можна знехтувати. Також дуже мала в зоні дії коронного розряду величина сили ваги, отже, результуюча сила, що притискає частинку до поверхні барабана, дорівнюватиме:

$$F = F_{\text{ел}} + F_{\text{дз}} - F_{\text{вц}}, \text{ Н}, \quad (3.37)$$

а результуюча сила, що утримує частинку після її виходу із зони дії коронного розряду, буде:

$$F = F_{\text{ел}} - F_{\text{вц}} - F_{\text{зр}}, \text{ Н}. \quad (3.38)$$

Сили молекулярного зчеплення частинок між собою і з електродами уваги не беруться, бо для зернистого матеріалу вони відносно малі. Інерційні сили діють на завершальному етапі і вирішального значення не мають.

Електричні сепаратори

Електричний метод сепарації полягає у зміні траєкторії руху заряджених мінеральних частинок під дією електричного поля. Існує багато

конструкцій електричних сепараторів, які відрізняються методом сепарації, способами зарядки мінералів, електричними і механічними силами, що діють на частинки, та іншими ознаками. Основні конструкційні типи сепараторів, що використовуються у практиці збагачення, такі:

- електростатичні (барабанні, камерні, каскадні, пластинчаті);
- коронні і коронно-електростатичні (барабанні, камерні);
- трибоелектричні.

Умовні позначки електричних сепараторів наведені в табл. 3.10.

Таблиця 3.10. Умовні позначки електричних сепараторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СЕС - сепаратор електростатичний ЕКС - сепаратор коронно-електростатичний СТЕ - сепаратор трибоелектричний	L - довжина осаджувального електрода, мм

В електростатичних барабанних сепараторах (рис. 3.46 а) розділення частинок здійснюється за різницею у їх електропровідності. Процес сепарації відбувається таким чином. Вихідний матеріал з бункера 1 подається на заряджений барабан 2, що обертається. На поверхні барабана частинки провідників заряджаються швидко і в результаті взаємодії однойменних зарядів відштовхуються від барабана і падають у збірник 3. Частинки непровідників заряджаються повільно, утримуються на барабані і знімаються щіткою 4 у збірник 5. Кількість і якість провідної і непровідної фракцій регулюється шиберами 6. Суміш зерен різної електропровідності концентрується у збірнику 7. Для збільшення кута відхилення провідників і підвищення ефективності розділення в сепаратори паралельно першому зарядженому барабану 2 установлений другий відхиляючий барабан 8 протилежної полярності. Процес сепарації здійснюється більш успішно, якщо частинки додатково підзарядити, наприклад, за допомогою йонізації.

Для розділення мінералів за електропровідністю можна застосовувати пластинчатий каскадний сепаратор (3.46 б), який складається з шістнадцяти паралельних пластинчатих електродів. Нижні електроди 9 – гладкі, верхні 10 – жалюзійні. Один ряд електродів заземлений, а на другий, закріплений на ізоляторах, подається висока напруга.

Вихідний матеріал, що переміщується зверху униз між електродами, послідовно піддається дії шістнадцяти електричних полів.

Частинки-провідники відриваються від гладкого електрода, проходять через жалюзі протилежного електрода і виводяться у збірники 3. Непровідники проходять через всі каскади сепаратора і потрапляють у збірник 5. Процес регулюється кутом нахилу пластин, відстанню між ними і величиною напруги на пластинах.

Найбільше поширення у практиці електричного збагачення дістали коронно-електростатичні сепаратори, у яких розділення мінеральних частинок здійснюється у полі коронного розряду.

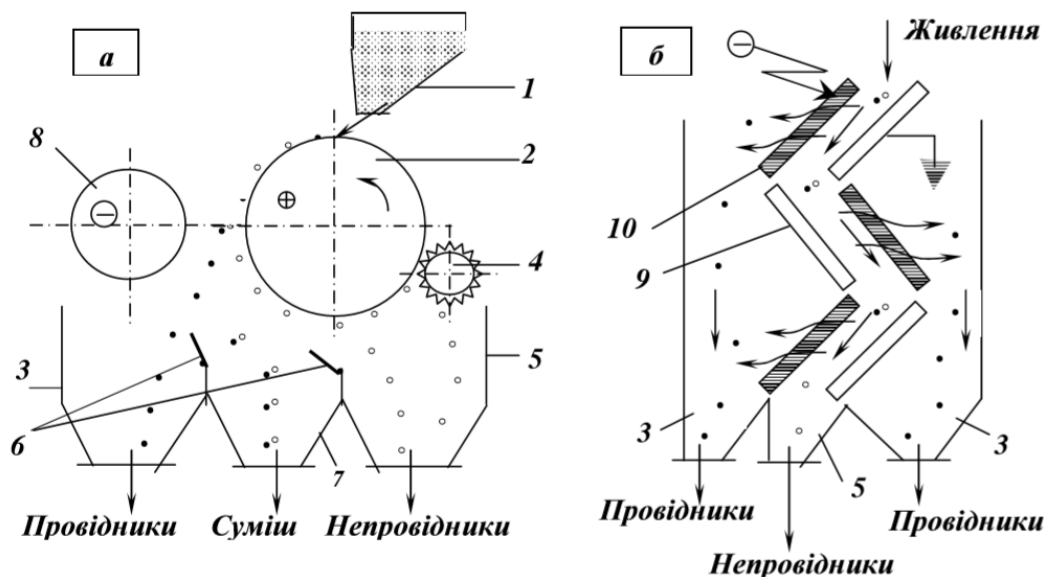


Рис. 3.46. Схеми електростатичних сепараторів:

а - барабанний; *б* - пластинчатий каскадний.

- 1 - бункер; 2 - заряджений барабан; 3 - збірник провідників;
 4 - щітка; 5 - збірник непровідників; 6 - шибер; 7 - збірник суміші
 мінералів; 8 - відхиляючий електрод; 9 - гладкі електроди;
 10 - жалюзійні електроди.

Коронно-електростатичний сепаратор (рис. 3.47) складається із завантажувального бункера 1 з електричним підігрівачем 2 і живильником та одного або декількох однакових блоків сепарації. Кожний блок сепарації включає відсаджувальний електрод 3, коронуючий електрод 4, відхиляючий електрод 5, щітку 6, шибери 7 і збірники продуктів 8, 9, 10. Робота сепаратора здійснюється таким чином.

Вихідний матеріал після підігріву в електричному підігрівачу 2 живильником подається тонким шаром на відсаджувальний електрод 3, який являє собою барабан діаметром 120 - 160 мм з полірованою поверхнею. Паралельно твірній відсаджувального електрода встановлені голковий коронуючий 4 і трубчатий відхиляючий 5 електроди. При обертанні відсаджувального електрода матеріал транспортується у зону дії електричного поля коронного розряду, де кожна частинка одержує заряд, знак якого відповідає знаку корони.

Оскільки під час зарядження частинки знаходяться у контакті з поверхнею заземленого відсаджувального електрода, то одночасно відбувається і їх розрядження. Частинки з високою електропровідністю, виходячи з зони дії коронного розряду, швидко віддають свій залишковий заряд відсаджувальному електроду і відцентровими силами скидаються з поверхні барабана, потрапляючи до збірника 8. Частинки з меншою електропровідністю віддають свій заряд відсаджувальному електроду повільніше і відриваються від нього пізніше і розвантажуються у збірник 9.

Частинки-непровідники не встигають розрядитися за один оборот відсаджувального електрода і знімаються з нього щіткою 6 у збірник 10.

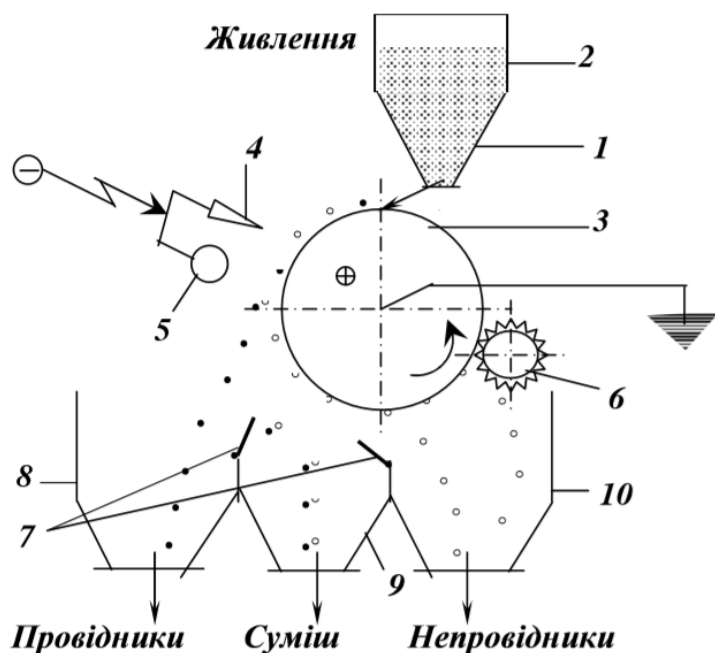


Рис. 3.47. Схема коронно-електростатичного сепаратора.

1 – бункер; 2 – підігрівач;
3 – відсаджувальний електрод;
4 – коронуючий електрод;
5 – відхиляючий електрод;
6 – щітка; 7 – шибери;
8, 9, 10 – збірники продуктів

Таким чином, залежно від швидкості передачі свого заряду відсаджувальному електроду, яка, у свою чергу, залежить від електропровідності, частинки мають різні координати точок відриву від поверхні барабана. Кількість і якість продуктів розділення регулюються шиберами 7, а також положенням коронуючого і відхиляючого електродів і напругою на них.

Трибоелектричні сепаратори (рис. 3.48) призначені для розділення корисних копалин, що складаються з суміші зерен діелектриків і напівпровідників, які здатні при електризації тертям одержувати різнойменні заряди. Сепаратор має електризатор 3 у формі вібрлотку, укомплектованого підігрівачем 2, який забезпечує підігрів матеріалу до 120-200°C. Це дозволяє збільшити контрастність властивостей мінералів, схильних до піроелектризації.

В результаті багаторазових струшувань на вібрлотку (електризатор) 3 одні мінерали електризуються позитивно, інші - негативно. Розділення по-різному заряджених мінеральних частинок здійснюється в електростатичному полі, що створюється двома протилежно зарядженими електродами 4 і 5. Позитивно заряджені частинки відштовхуються від заземленого електрода 4 як однойменно заряджені і потрапляють у збірник 8. Негативно заряджені частинки утримуються поверхнею позитивно зарядженого електрода і знімаються з нього щіткою 6 у збірник 10. Регулювання процесу здійснюється шиберами 7, температурою підігріву живлення і напругою на відхиляючому електроді.

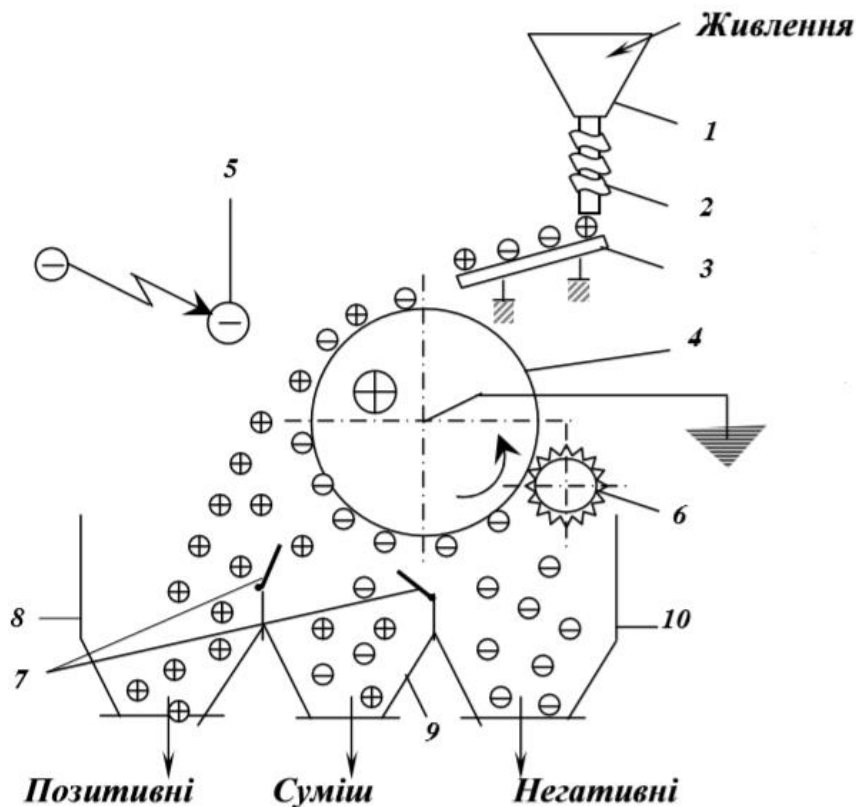


Рис. 3.48. Схема трибоелектричного сепаратора.
 1 – бункер; 2 – підігрівач; 3 – електризатор; 4 – заземлений електрод;
 5 – відхиляючий електрод; 6 – щітка; 7 – шибери;
 8, 9, 10 – збірники продуктів.

Схеми електричної сепарації

Електрична сепарація застосовується в схемах доводки концентратів руд рідкісних металів (титано-цирконієвих, тантало-ніобієвих, олов'яно-вольфрамових, монацитових і т.д.), в схемах збагачення не-металічних корисних копалин (алмазовмісних руд, кварцової сировини і т.д.) і інших матеріалів. На рис. 3.49 наведена схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд.

Чорновий колективний концентрат містить головним чином ільменіт, рутил, лейкоксен, циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт і кварц. Після зневоднення і сушки він розділяється в коронно-електростатичному сепараторі на провідну і непровідну фракції.

До провідної фракції вилучаються ільменіт, рутил і лейкоксен, а до непровідної - циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт і кварц. Провідну і непровідну фракції роздільно піддають магнітній сепарації у сильному полі. Рутил має добру електропровідність, але дуже низьку магнітну сприйнятливість, тому він зосереджується у немагнітній фракції, а в

магнітній фракції зосереджується слабомагнітний ільменіт. З непровідної фракції за допомогою магнітної сепарації вилучають у магнітний продукт ставроліт і турмалін, які розділяють електросепарацією. Немагнітна фракція, що представлена цирконом, дистен-силіманітом і кварцом, піддається концентрації на столах зневодненню, сушці і електросепарації. В результаті одержують цирконовий і дистеновий концентрати.

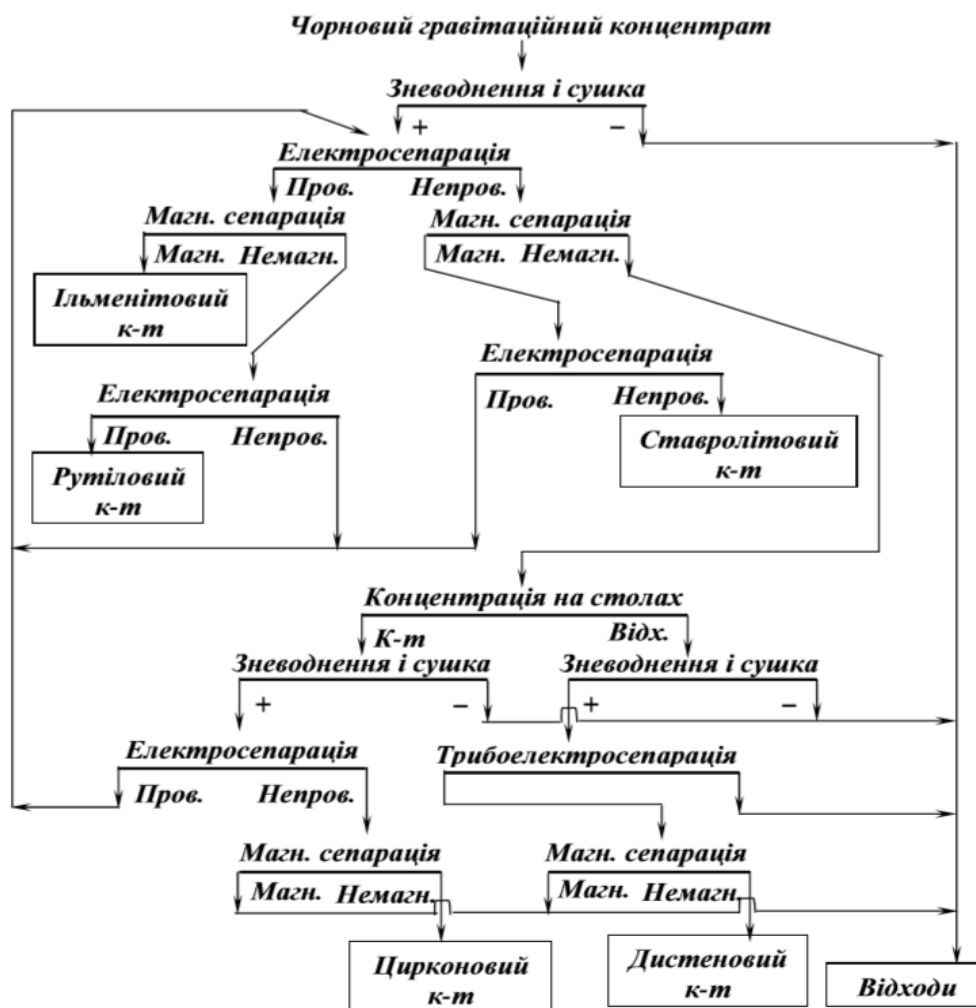


Рис. 3.49. Схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд.

Ефективно збагачуються електричним методом комплексні дрібно- і тонковкраплені руди, низькосортні магнітні і немагнітні залізні руди, жильний кварц, азбестові руди, скляні і формівні піски, солі, фосфорити, керамічна сировина, вилучаються алмази.

Фактори, що впливають на процес електросепарації

Процес електричної сепарації залежить від ряду факторів, що визначаються властивостями збагачуваної сировини, конструкцією і принципом роботи сепаратора, способом підготовки матеріалу до сепарації і технологічним режимом процесу.

Для підвищення ефективності процесу електросепарації вихідний матеріал піддають різним *підготовчим операціям*: сушці, знепиленню, класифікації за крупністю, промивці і відтирці, обробці ультразвуком і реагентами, опроміненню. Залежно від характеристики сировини застосовується одна або декілька підготовчих операцій.

Електропровідність мінералів визначає швидкість їх розрядки на заземлений електрод і величину залишкового заряду, яка має вирішальний вплив на ефективність процесу сепарації. На електропровідність мінералів суттєво впливають стан їх поверхні, вологість і температура матеріалу. Чим більша відмінність у електропровідності мінералів, тим відмінніші траєкторії їх руху у робочій зоні сепаратора і тим легше здійснити процес їх розділення.

Величина **контактного опору**, через який частинка розряджається на заземлений електрод, значною мірою визначає ефективність розділення мінералів у процесі електросепарації. Величина контактного опору залежить від форми частинки, ступеня забрудненості її поверхні, а також від матеріалу і стану поверхні заземленого електрода. Чим більший контактний опір, тим більший залишковий заряд і тривалість фази притягання частинки до електрода.

Від **крупності частинок** залежить величина зарядів, які вони одержують у полі коронного розряду. Величина заряду частинки пропорційна квадрату її радіуса, але відцентрова сила, що відриває частинку від поверхні барабана, пропорційна кубу радіуса. При великому розкиді (відмінності) розмірів частинок процес розділення утруднюється, тому матеріал, що надходить на сепарацію, повинен бути класифікований за вузькою шкалою.

Дія **лінійної (окружної) швидкості обертання барабана** (відсаджувального електрода) на процес електросепарації виявляється через відцентрову силу, що є основною силою, яка відриває частинки від поверхні барабана. Швидкість обертання барабана повинна забезпечити максимальну різницю у залишкових зарядах частинок, що розділяються. Від швидкості обертання відсаджувального електрода залежить також і продуктивність сепаратора:

$$Q = 3600LVq, \text{ т/год}, \quad (3.39)$$

де L - довжина заземленого електрода, м; V - швидкість руху матеріалу (живлення) в сепараторі, м/с; q - питома маса матеріалу на одиницю площі живлення в один шар, т/м².

Величина *напруги* на коронуючому електроді визначає силу струму у міжелектродному просторі і є важливим фактором регулювання процесу електросепарації.

Ефективність зарядження частинок у полі коронного розряду залежить також від *відстані між коронуючим і заземленим електродами*. Зміною міжелектродної відстані також можна регулювати процес сепарації.

3.8. Магнітне збагачення

Визначення і загальна характеристика

Магнітні процеси збагачення ґруновані на використанні відмінностей у магнітних властивостях мінералів і гірських порід (величинах магнітної сприйнятливості, залишкової індукції, коерцитивної сили і ін.) і здійснюються в магнітних сепараторах у неоднорідному постійному або змінному магнітному полі в повітряному і водному середовищах [18, 19].

Винахідником магнітної сепарації вважають Вільяма Фулартона, який ще в 1792 р. запатентував у Англії спосіб збагачення залізної руди. Початок промислового впровадження методу датується серединою-кінцем ХІХ ст. (США, Швеція, Італія). Значного поширення магнітна сепарація набуває з 1906 р., коли Грендалем (Швеція) був розроблений і впроваджений барабанний сепаратор мокрого збагачення. В Україні магнітні методи потужно розвинуті з 1940-50-х років школою В.І.Кармазіна (Національний гірничий університет).

Для створення магнітного поля в сепараторах використовуються постійні магніти або електромагніти. У практиці збагачення застосовується переважно неоднорідні постійні магнітні поля. Магнітна сепарація - основний метод збагачення залізних (близько 70% в світі і 90% в Україні) і марганцевих руд (90% в Україні). При збагаченні руд чорних металів магнітне збагачення дозволяє одержувати високосортні концентрати із вмістом Fe до 68%, Mn до 43%. Вилучення магнітних мінералів в концентрат перевищує 90%. Магнітна сепарація застосовується також для руд кольорових і рідкісних металів, гірничохімічної і нерудної сировини (доводка після гравітаційного збагачення), а також для видалення металічних і залізовмісних домішок з матеріалів (каолінові глини, формувальні піски і ін.), при збагаченні вугілля, алмазів інших корисних копалин.

Переваги магнітних методів - висока селективність (магнітні сили, що діють на зерно корисного компонента, більші, ніж сила ваги в 100 і більше раз), безпека для персоналу і екологічна чистота процесів, низька собівартість переробки, технологічність і можливість автоматизації.

Класифікація процесів магнітного збагачення. Однією з найповніших на сьогодні є класифікація В.І.Кармазіна та В.В.Кармазіна (рис. 3.50). За галузями застосування розрізняють підготовчі, основні (власне магнітне розділення) та допоміжні процеси магнітного збагачення. Підготовчі: вловлювання металобрухту, намагнічування і розмагнічування, магнітна агрегація тощо. Допоміжні процеси: згущення та зневоднення, подрібнення у магнітному полі.

У залежності від величини магнітної сприйнятливості матеріалу магнітна сепарація поділяється на слабوماгнітну і сильномагнітну, від середовища, в якому проводиться розділення - на мокру і суху.

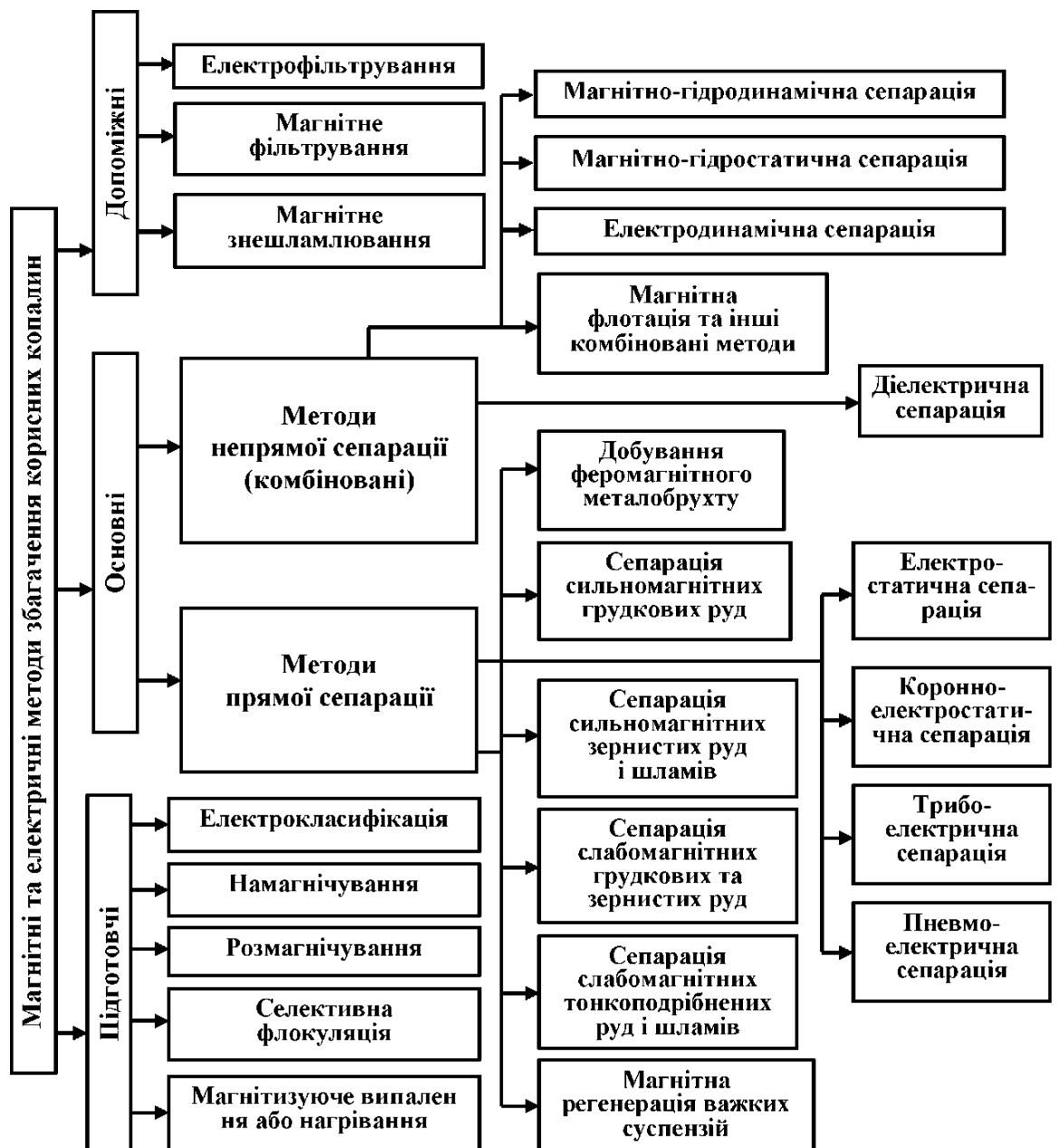


Рисунок 3.51. - Класифікація процесів магнітного збагачення
(за В.В. Кармазіним)

За принципом використання магнітного поля процеси магнітного збагачення поділяють на прямі і комбіновані (непрямі). До прямих належать процеси розділення в слабких і сильних полях, регенерації суспензій, вилучення металобрухту, магнітного пиловловлювання, термомагнітної і динамічної агрегації. Непрямі процеси: магнітогідростатична (МГС), магнітогідродинамічна (МГД) сепарація, згущення матеріалів, які попередньо пройшли магнітну флокуляцію, сепарацію корисних компонентів, локалізованих на магнітних носіях тощо.

Крупність збагачуваної руди - до 150 мм. Для збільшення контрастності магнітних властивостей суміші, що розділяється, застосовують термообробку.

Сучасні магнітні сепаратори мають ефективність розділення і продуктивність, у 5-10 раз більшу, ніж зразки середини XX ст. У порівнянні з іншими методами собівартість магнітної сепарації для грудкових сильномагнітних матеріалів найнижча, для дрібнодисперсних - друга після найдешевшого методу гвинтової сепарації. Продуктивність сепараторів для грудкових руд сягає 500 т/год, для тонкоподрібнених сильномагнітних - 200 т/год, слабомагнітних - 40 т/год.

Теоретичні основи магнітного збагачення

Основною силовою характеристикою магнітного поля є його **напруженість** - сила, з якою поле діє на одиницю позитивної магнітної маси, що розташована у даній точці. За характером зміни напруженості магнітні поля поділяються на однорідні і неоднорідні (рис. 3.51).

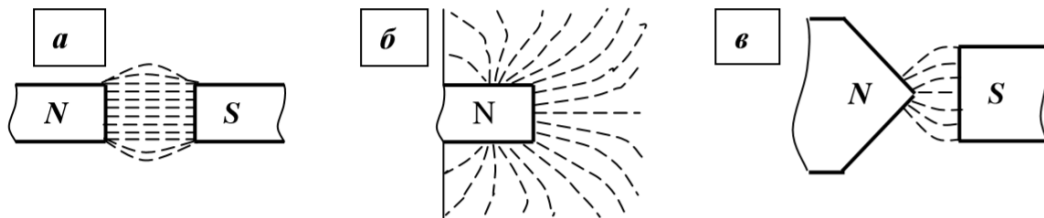


Рис. 3.51. Схеми магнітних полів: а – однорідне поле; б, в – неоднорідні поля.

В **однорідному магнітному полі** напруженість однакова і за величиною, і за напрямком, в **неоднорідному** - напруженість непостійна за величиною і може змінюватися за напрямком. Однорідне магнітне поле виникає між двома різнойменними полюсами плоскої форми, а неоднорідне - між полюсами криволінійної і кутащої форми. В однорідному полі на магнітну частинку діє магнітний момент, під впливом якого частинка орієнтується уздовж силових ліній поля. В неоднорідному полі на магнітну частинку, крім магнітного моменту, діє магнітна сила (притягання або відштовхування) у напрямку підвищення напруженості магнітного поля. Дією саме цієї сили і обумовлено розділення магнітних і немагнітних мінералів. Тому в магнітних сепараторах застосовуються тільки неоднорідні магнітні поля.

Неоднорідне магнітне поле характеризується *градієнтом поля* $gradH$ - інтенсивністю зміни напруженості магнітного поля в просторі:

$$gradH = dH/dx, \text{ А/м}^2, \quad (3.40)$$

де dx - відстань, на якій напруженість магнітного поля H змінюється на величину dH .

Магнітні властивості мінералів характеризуються **магнітною сприйнятливістю** і **магнітною проникністю**. Магнітна сприйнятливість -

фізична величина, що характеризує здатність тіла до намагнічення під дією магнітного поля. Розрізняють об'ємну і питому магнітну сприйнятливість.

Об'ємна магнітна сприйнятливість κ дорівнює відношенню намагніченості тіла J до напруженості магнітного поля H , у якому знаходиться тіло:

$$\kappa = J/H. \quad (3.41)$$

Питома магнітна сприйнятливість χ - об'ємна магнітна сприйнятливість одиниці маси тіла:

$$\chi = \kappa / \delta, \quad (3.42)$$

де δ - густина тіла, кг/м^3 .

Магнітна сприйнятливість визначається головним чином вмістом включень феромагнітних мінералів (в основному мінералів титаномagnetитової групи). На її величину впливає також форма і розмір зерен феромагнітних мінералів, розташування зерен один відносно одного. Найвищими значеннями магнітної сприйнятливості характеризуються залізисті кварцити (до 0,2). У інтрузивних гірських породах, де вміст оксидів заліза зростає при збільшенні основності, магнітна сприйнятливість збільшується від кислих до основних (у гранітів в основному не перевищує 10^{-5} , а у габро досягає 10^{-2}). Ультраосновні гірські породи характеризуються найширшим діапазоном зміни сприйнятливості: від слабо- до сильномагнітних, причому їх серпентинізація приводить до сильного збільшення сприйнятливості (до 10^{-2}). У метаморфічних гірських порід магнітна сприйнятливість, як правило, невелика і не перевищує $5 \cdot 10^{-6}$. Найменшими значеннями сприйнятливості характеризуються хемогенні осадові породи (до $3 \cdot 10^{-7}$).

Магнітна проникність μ – величина, що характеризує здатність речовини змінювати свою магнітну індукцію B під дією зовнішнього магнітного поля:

$$\mu = B / H. \quad (3.43)$$

Магнітна проникність зв'язана з магнітною сприйнятливістю таким співвідношенням:

$$\mu = 1 + 4\pi\kappa. \quad (3.44)$$

Для вакууму $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$, Гн/м.

Магнітна індукція B – величина, що характеризує напруженість магнітного поля в речовині, вона залежить від напруженості зовнішнього магнітного поля H і намагніченості речовини J :

$$B = H + 4\pi J. \quad (3.45)$$

За магнітними властивостями всі мінерали і гірські породи діляться на **феромагнітні, парамагнітні і діамагнітні**. Але технологічна класифікація мінералів за магнітними властивостями дещо відрізняється від фізичної, тому що у магнітних сепараторах в магнітні продукти не вилучаються не тільки діамагнітні матеріали, а також і парамагнітні з дуже низькою магнітною сприйнятливістю. За технологічною класифікацією всі мінерали і гірські породи залежно від їх питомої магнітної сприйнятливості розділяють на три групи:

- **сильномагнітні (феромагнітні) мінерали**, що мають питому магнітну сприйнятливість $\chi > 3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$. Ці мінерали (магнетит, маггеміт, піротин, франклініт і ін.) можуть вилучатися у магнітну фракцію на сепараторах з відносно слабким магнітним полем напруженістю $H = 70 - 120 \text{ кА/м}$;

- **слабкомагнітні мінерали**, що мають питому магнітну сприйнятливість $1 \cdot 10^{-8} \leq \chi \leq 6 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$. Ця найчисленніша група мінералів відповідає парамагнітним речовинам і включає оксиди, гідрооксиди та карбонати заліза і марганцю, вольфрамів, ільменіт, біотит, гранат і ін. Для вилучення цих мінералів у магнітну фракцію напруженість магнітного поля сепараторів мусить бути $H = 480 - 1600 \text{ кА/м}$;

- **немагнітні мінерали**, до яких належать парамагнітні мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю $\chi < 1 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ і всі діамагнітні мінерали ($\chi < 0$). Ці мінерали не вилучаються в магнітну фракцію навіть у сепараторах з сильним магнітним полем.

На мінеральне зерно в неоднорідному магнітному полі діє магнітна сила $F_{\text{магн}}$, що визначається за формулою:

$$F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi H \text{grad} H, \text{ Н/кг}, \quad (3.46)$$

де χ – питома магнітна сприйнятливість, $\text{м}^3/\text{кг}$; $H \text{ grad} H$ – магнітна сила поля, $\text{А}^2/\text{м}^3$.

Чим більша питома магнітна сприйнятливість, тим з більшою силою магнітне поле діє на мінеральне зерно. Мінеральні зерна, для яких магнітна сила більша суми протидіючих механічних сил (ваги, інерції, опору середовища, відцентрової та ін.), притягуються до полюсів магнітної системи і вилучаються у магнітний продукт. Мінеральні зерна з низькою магнітною сприйнятливістю практично не змінюють намагніченості, не взаємодіють з зовнішнім магнітним полем і рухаються у магнітному полі за траєкторіями, що залежать від дії тільки механічних сил. Ці мінеральні зерна вилучаються у немагнітний продукт.

Великий вплив на результати магнітної сепарації має різниця між питомими магнітними сприйнятливостями χ_1 і χ_2 зерен матеріалів, які

розділяють, однорідність поля сепаратора за величиною магнітної сили ($HgradH$) і крупність збагачуваного матеріалу. Відношення питомих магнітних сприйнятливостей поділюваних при збагаченні рудних і нерудних зерен (χ_1 / χ_2) називається **коефіцієнтом селективності магнітного збагачення**:

$$k_{cm} = \chi_1 / \chi_2 . \quad (3.47)$$

Для успішного розділення мінералів у магнітних сепараторах необхідно, щоб величина коефіцієнта селективності магнітного збагачення була не меншою 3–5. Таким чином, розділення мінеральних зерен у магнітному полі можливе при додержанні умови:

$$f_{1\text{ магн}} > f_{\text{мех}} > f_{2\text{ магн}} , \quad (3.48)$$

де $f_{1\text{ магн}}$ і $f_{2\text{ магн}}$ – питомі магнітні сили, що діють відповідно на рудні і нерудні зерна, Н/кг; $f_{\text{мех}}$ – рівнодіюча усіх механічних сил, віднесених до маси зерна і спрямованих протилежно дії питомих магнітних сил $f_{1\text{ магн}}$ і $f_{2\text{ магн}}$.

З нерівності (3.48) випливає, що зерна, для яких $f_{\text{магн}} > f_{\text{мех}}$, потрапляють у магнітний продукт, зерна, для яких $f_{\text{мех}} > f_{\text{магн}}$, – у немагнітний продукт.

При переміщенні через робочу зону сепаратора магнітні мінерали під дією магнітної сили $f_{\text{магн}}$ змінюють траєкторію руху, що дозволяє відділити їх від немагнітних. Розділення мінеральних частинок за магнітними властивостями може здійснюватися у трьох режимах (рис. 3.52):

- **режим відхилення** магнітних частинок характеризується підвищеною продуктивністю, але зниженою ефективністю процесу;
- **режим утримання** магнітних частинок характеризується високим вилученням магнітного компонента;
- **режим вилучення** магнітних частинок характеризується високою якістю магнітного продукту, але зниженим його вилученням.

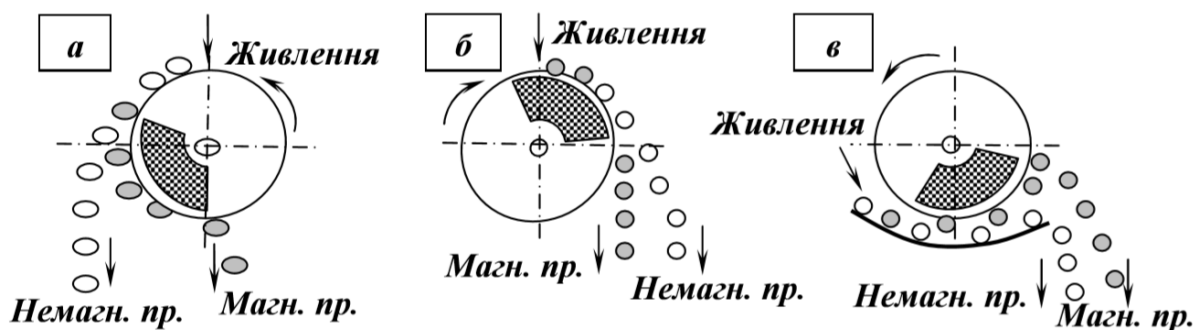


Рис. 3.52. Режими розділення частинок при магнітній сепарації.
а – відхилення; б – утримання; в – вилучення.

Магнітні процеси збагачення широко використовуються як основні при збагаченні залізних і марганцевих руд і для доводки концентратів при збагаченні руд різних кольорових і рідкісних металів. Залежно від питомої магнітної сприйнятливості мінералів, що вилучаються, магнітне збагачення корисних копалин здійснюється в сепараторах з сильним магнітним полем (для слабкомагнітних руд) і в сепараторах зі слабким магнітним полем (для сильномагнітних руд).

Магнітні сепаратори

Магнітні сепаратори - машини, в яких здійснюється процес магнітної сепарації. Магнітні сепаратори розрізняються залежно від багатьох факторів.

Залежно від *напруженості і сили магнітного поля* магнітні сепаратори розділяються на дві групи:

- сепаратори зі слабким магнітним полем ($H = 80 - 120$ кА/м) призначені для збагачення сильномагнітних руд (магнетитових) і регенерації феромагнітних суспензій (магнетитових, феросиліцієвих). Створення магнітного поля у цих сепараторах здійснюється відкритими магнітними системами. Неоднорідність поля досягається чергуванням декількох полюсів різнойменної полярності;

- сепаратори з сильним магнітним полем ($H = 600 - 1600$ кА/м) призначені для вилучення з руд слабкомагнітних мінералів (лімоніту, сидериту, манганіту, піролюзиту та ін.). Для створення сильних магнітних полів у сепараторах використовують замкнені магнітні системи.

В залежності від середовища, що використовується для збагачення, сепаратори обох груп поділять на *сухі і мокрі*.

Сепаратори для мокрого збагачення залежно від напрямку руху живлення і способу видалення продуктів сепарації розділяють на (рис. 3.53):

- **прямотечійні**, де живлення і немагнітний продукт переміщуються в одному напрямку, а магнітні - відхиляються на кут $\alpha < 90^\circ$

- **протитечійні**, де живлення і немагнітний продукт переміщуються в одному напрямку, а магнітні - у протилежному, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$;

- **напівпротитечійні**, де живлення подається у ванну знизу під тиском, а магнітний і немагнітний продукти переміщуються у протилежних напрямках, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$.

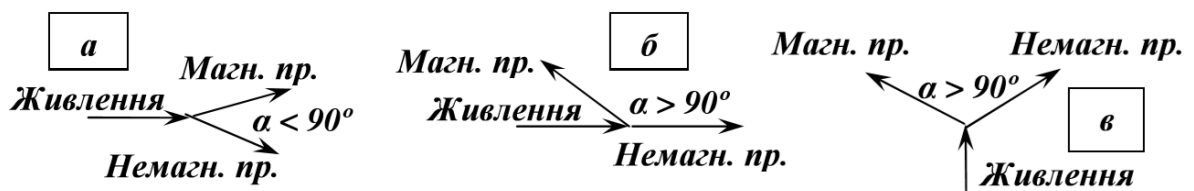


Рис. 3.53. Режими магнітної сепарації:

а – прямотечійний; б – протитечійний; в – напівпротитечійний.

При розділенні тонкоподрібнених магнетитових руд у робочій зоні створюються флокули і пасма з магнітних зерен, у які захоплюються немагнітні зерна. Використання магнітних систем з чергуванням полюсів сприяє руйнуванню флокул і зменшенню забруднення магнітного продукту. Залежно від цієї ознаки сепаратори бувають з магнітним перемішуванням і без магнітного перемішування.

За конструкцією робочого органа сепаратори, що використовують для магнітного збагачення, розділяються на барабанні, валкові, дискові, роликові, стрічкові, трубчаті та ін. Умовні позначки магнітних сепараторів наведені в табл. 3.11.

Таблиця 3.11. Умовні позначки магнітних сепараторів

Цифрова позначка	Літерні позначки	Цифрові позначки
п - число робочих органів	ПБС - магнітний сепаратор барабанний сухий ЕБС - електромагнітний сепаратор барабанний сухий ПБМ - магнітний сепаратор барабанний мокрий ЕБМ - електромагнітний сепаратор барабанний мокрий ЕВС - електромагнітний сепаратор валковий сухий ЕВМ - електромагнітний сепаратор валковий мокрий ЕДС - електромагнітний сепаратор дисковий сухий ЕВМФ - електромагнітний поліградієнтний мокрий ЕБШМ - електромагнітний барабанний поліградієнтний мокрий	Б, Ь - діаметр і довжина робочого органу, мм

Барабанні сепаратори (рис. 3.54) дістали широке використання в практиці збагачення магнетитових руд і для регенерації феромагнітних обважнювачів при збагаченні у важких суспензіях. Барабани сепараторів зроблені з немагнітного матеріалу, а багатополюсна відкрита магнітна система - із спеціальних магнітно-жорстких матеріалів (напр., сплав ЮНДК-24) або з електромагнітів. Напруженість магнітного поля у робочому зазорі коливається в межах 80 - 150 кА/м. Магнітна система фіксується у певному положенні і в процесі роботи сепаратора (при обертанні барабана) залишається нерухомою. У більшості сепараторів полюси магнітної системи чергуються у напрямку руху матеріалу в робочому зазорі. Сепаратори, в яких чергування полюсів виконано у напрямку руху матеріалу (уздовж робочого зазору), називаються сепараторами з магнітним перемішуванням. Ефект магнітного перемішування матеріалу в робочому зазорі може бути також досягнутий у пульсуючому полі, що створюється електромагнітними системами. У сепараторів без магнітного перемішування застосовується електромагнітна система з полюсами у вигляді сталевих секторів, полярність

яких чергується уздовж осі барабана. Між полюсами розміщуються котушки обмоток, на які подається постійний струм.

За своїм призначенням барабанні сепаратори зі слабким полем діляться на сепаратори для сухого збагачення грудкового матеріалу крупністю до 50 мм, відцентрові (швидкісні) сепаратори для сухого збагачення дрібних продуктів крупністю до 3 мм, сепаратори для мокрого збагачення дрібних продуктів крупністю до 5 - 6 мм і сепаратори для регенерації феромагнітних обважнювачів крупністю до 1 мм.

Вихідне живлення в робочу зону сепараторів 3 для сухого збагачення подається переважно механічними живильниками 2, для мокрого - через завантажувальний короб 5. У сепаратори для сухого збагачення живлення подається на барабан, а в сепаратори для мокрого збагачення - під барабан

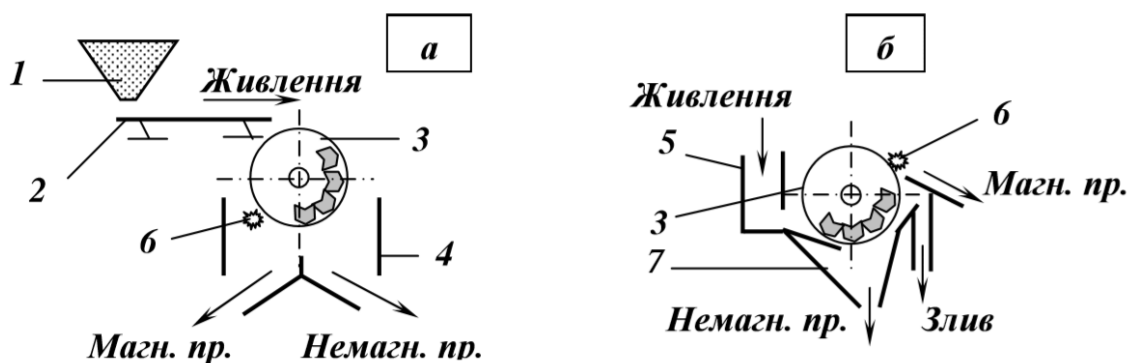


Рис. 3.54. Схеми барабанних сепараторів:

а - для сухого збагачення; *б* - для мокрого збагачення.

1 - бункер руди; 2 - живильник; 3 - робочий орган (барабан);

4 - розвантажувальний короб; 5 - завантажувальний короб;

6 - щітка; 7 - ванна.

В робочій зоні магнітні частинки притягуються до барабана і виносяться ним з сепаратора у збірник для концентрату. Немагнітні частинки розвантажуються під дією власної ваги у збірник для відходів. Для збору і розвантаження продуктів сепарації при сухому збагаченні служить короб 4 з розподільними шиберами, а при мокрому - ванна 7. Магнітний продукт з барабанів знімається щіткою 6 або скребком.

Для збагачення слабомагнітних руд, а також видалення залізних домішок зі скляної, керамічної і абразивної сировини застосовуються переважно *валкові* і рідше - *дискові* сепаратори. Характерною особливістю цих машин є наявність замкненої електромагнітної системи, що створює в зазорі біля зубців робочого органу (валок, ролик, диск) поле великої напруженості ($H = 800 - 1600$ кА/м). Оскільки поле високої напруженості у великому зазорі створити важко, сепаратори мають робочу зону невеликих розмірів, а крупність збагачуваного матеріалу не перевищує 5 - 6 мм. Добором форми зубців і профілю полюсного наконечника, який протистоїть

зубцям, досягається велика неоднорідність поля, що забезпечує необхідну силу притягання слабомагнітних мінералів до зубців.

Валкові сепаратори (рис. 3.55) застосовуються для сухого і мокрого збагачення руд корінних і розсипних родовищ крупністю до 5 мм. Сепаратори цього типу складаються з електромагнітної системи, валків 1, завантажувальних і розвантажувальних пристроїв. Електромагнітна система складається з магнітопроводу 2 і обмоток 3. Замикання магнітного потоку відбувається через валок у радіальному напрямку. Число валків залежно від типорозміру і призначення сепаратора може бути 2, 4 або 6.

Вихідний матеріал надходить у зазор між валками і полюсними наконечниками. В сепаратор для сухого збагачення матеріал подається живильником, у сепаратор для мокрого збагачення - через завантажувальну коробку. В робочій зоні магнітна фракція притягується до виступів валка і при його обертанні виноситься за межі дії поля (розвантажується з сепаратора). Немагнітний продукт рухається по виїмках у полюсних наконечниках і через щілини в них під дією власної ваги направляється у розвантажувальний короб.

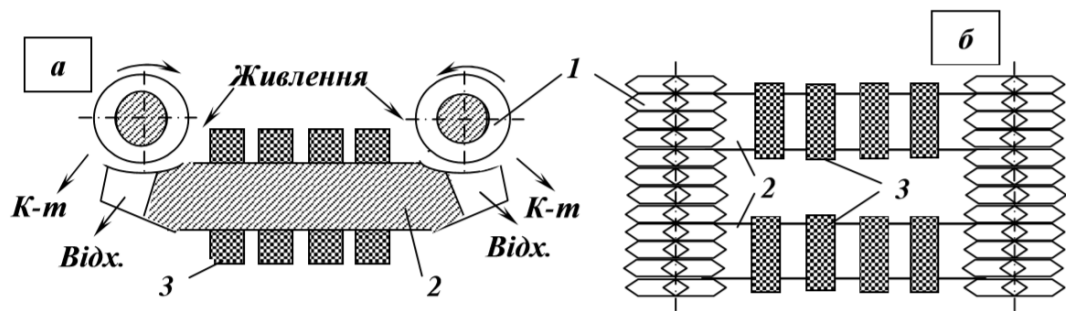


Рис. 3.55. Схема валкового сепаратора:

а - сепаратор; *б* - магнітна система.

1 - валки; 2 - магнітопровід; 3 - обмотки електромагніту.

Дискові сепаратори застосовують для доводки концентратів руд рідкісних металів, вольфраму і деяких інших матеріалів. Вони забезпечують одержання досить високих якісних показників, але продуктивність їх мала (практично не перевищує 0,25 т/год).

Дисковий сепаратор (рис. 3.56) складається з двох дисків 1 діаметром 600 мм, магнітопроводу 2 з обмотками 3, живильника 4 і вібраційного лотка 5 шириною 400 мм. Диски виготовляються з мало- вуглецевої сталі і розташовуються над полюсними наконечниками. Між наконечниками і дисками знаходиться вібраційний лоток, що виготовляється з немагнітних матеріалів. Замикання магнітного потоку відбувається через диски в осьовому напрямку.

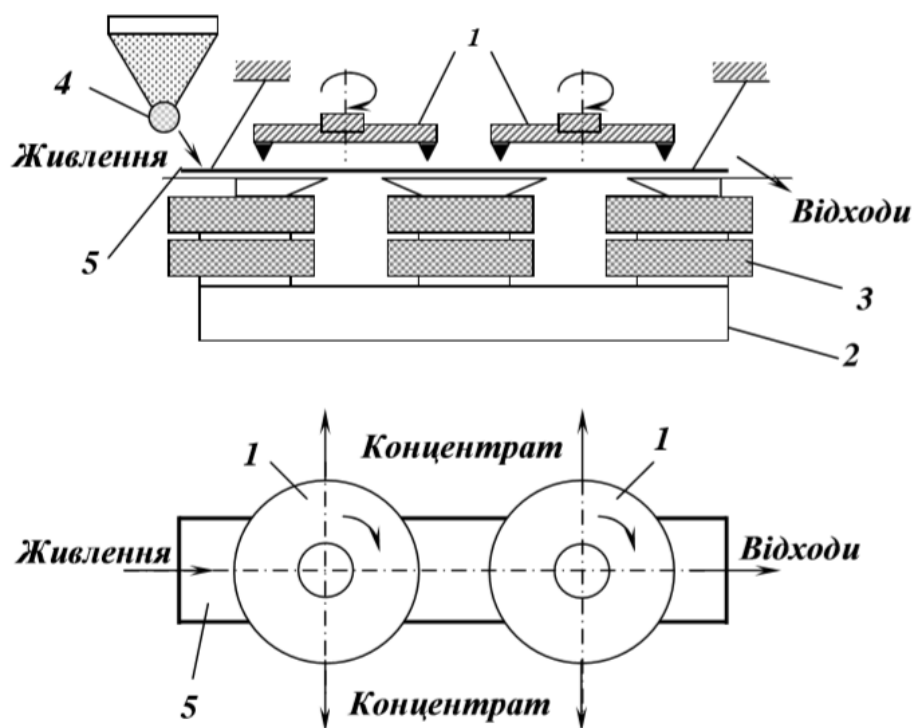


Рис. 3.56. Схема дискового сепаратора:
 1 - диски; 2 - магнітопровід; 3 - обмотки;
 4 - живильник; 5 - вібралоток.

Вихідний матеріал барабанним живильником рівномірно розподіляється по лотку і за рахунок вібрацій транспортується під обертові диски. Магнітні частинки притягуються до загострених країв дисків, виносяться за межі лотка і зчищаються щітками у концентратний бункер. Немагнітні частинки проходять уздовж лотка і розвантажуються в бункер для відходів.

При магнітному збагаченні слабомагнітних руд важко дається розділення тонкоподрібнених матеріалів. Мокре збагачення цих матеріалів у валкових електромагнітних сепараторах недостатньо ефективне, що пояснюється великим гідравлічним опором руху для тонких частинок. Тому вони не встигають при проходженні через робочу зону сепаратора подолати відносно велику відстань у напрямку до зубців валка. Ця проблема вирішується при використанні *поліградієнтних* сепараторів. Поліградієнтні сепаратори відрізняються від звичайних барабанних магнітних сепараторів наявністю у робочій зоні дрібних магнітів-носіїв (поліградієнтне середовище), в зазорах між якими індукуються сильні магнітні поля. Як поліградієнтне середовище використовують дрібні кулі, стержні, рифлені пластини, металічну вату і інше. Особливістю поліградієнтного середовища є те, що завдяки дрібним розмірам сусідні кулі стикаються у точці. Тому навіть при невеликій напруженості магнітного поля в робочій зоні у точках стикання настає магнітне насичення, а суміжні ділянки характеризуються великим об'ємним градієнтом і, отже, великою силою поля. В ділянках з великою силою магнітного поля має місце інтенсивне притягання і

утримання тонкоподрібнених слабомагнітних частинок, у той же час немагнітні частинки фільтруються через проміжки між кулями.

Поліградієнтний сепаратор (рис. 3.57) складається з барабана 1, в середині якого закріплена магнітна система 2. Робоча зона сепаратора заповнена сталевими кулями 3. У нижній частині ванни 4 розташовано дугове сито 5 з порогом 6. Сепаратор обладнаний живильником 7 і бризкалами 8 і 9.

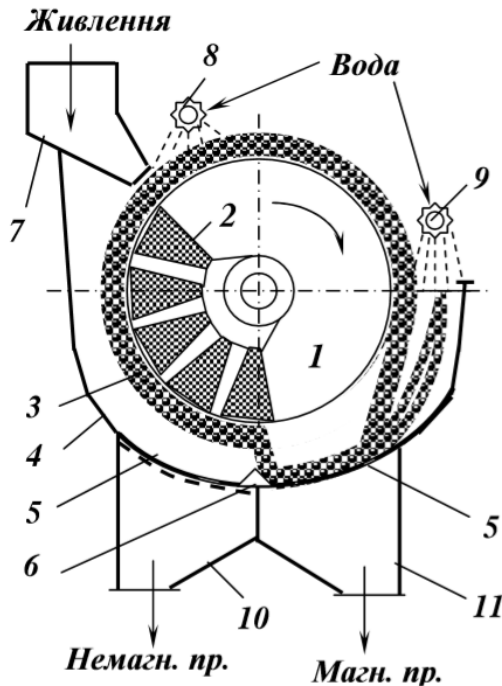


Рис. 3.57. Схема поліградієнтного сепаратора:
1 – барабан;
2 – магнітна система;
3 – сталеві кулі;
4 – ванна;
5 – сито;
6 – поріг;
7 – живильник;
8, 9 – бризкала;
10 – породний відсік;
11 – концентратний відсік.

Вихідний матеріал з живильника у вигляді пульпи подається на шар куль, який утримується на барабані полем магнітної системи. Немагнітні частинки профільтровуються через шар куль і надходять у породний відсік 10 ванни. Магнітні частинки утримуються магнітною силою в каналах між кулями, піднімаються з ними у верхню частину барабана, де відбувається остаточне відмивання немагнітних частинок водою з бризкала 8. Кулі разом з магнітними частинками транспортуються барабаном на сито 5, де виконується відмивання магнітних частинок водою з бризкала 9. Магнітні частинки потрапляють у концентратний відсік 11 ванни, а кулі проходять через поріг і знов подаються у зону дії магнітного поля. Далі процес повторюється.

Один з перспективних напрямків розвитку магнітного збагачення – створення високоградієнтних кріомагнітних сепараторів. Їх специфічною особливістю є створення магнітного поля надпровідною системою. Ефективне вилучення слабомагнітної (парамагнітної) корисної копалини крупності 0,01-1,00 мм забезпечується створенням сильного магнітного поля сепаратора (до 3-5 Тл), що в декілька разів перевищує поле традиційних (ненадпровідних) сепараторів, а також створенням високих градієнтів поля (до 100 і більше Тл/см) в зоні сепарації.

Призначення високоградієнтних кріомагнітних сепараторів:

- збагачення окиснених слабкомагнітних залізних руд: гематитових, сидеритових, гетитових;
- збагачення слабкомагнітних руд: нікелевих, марганцевих, хромових, молібденових, уранових, вольфрамових;
- збагачення слабкомагнітних рідкіснометалічних, рідкісноземельних, золотовмісних руд, розсипів і техногенних відходів;
- очищення каолінів, бокситів, глазури, графітів, вогнетривів, тальку, магнезиту, карбонату кальцію, доломіту, польового шпату від залізистих та ін. парамагнітних (в т.ч. барвників) домішок;
- очищення пісків для скляної і керамічної промисловості;
- очищення технологічної та оборотної води прокатних станів і атомних електростанцій;
- очищення стічних вод хімічних виробництв.

Високоградієнтні кріомагнітні сепаратори належать до екологічно чистого збагачувального обладнання. У порівнянні з іншими магнітними сепараторами вони забезпечують суттєво менше енергоспоживання і підвищену питому продуктивність.

Допоміжні апарати при магнітному збагаченні

При збагаченні магнетитових руд і регенерації феромагнітних суспензій виконуються операції намагнічування і розмагнічування.

Апарати для намагнічування (рис. 3.58 *а*) застосовуються для магнітної флокуляції сильномагнітних частинок, що забезпечує їх швидке осадження у порівнянні з немагнітними частинками. Апарат для системою постійних магнітів 2, які розміщуються зовні труби або в трубі. Діаметр труби апарата для намагнічування повинен відповідати діаметру трубопроводу, на який він установлюється і по якому транспортується пульпа. Намагнічування сильномагнітних частинок зі створенням флокул відбувається при проходженні пульпи крізь магнітне поле ($H = 32 - 40$ кА/м).

Апарати для розмагнічування (рис. 3.58 *б*) застосовують для руйнування флокул сильномагнітних частинок (дефлокуляції), оскільки наявність магнітних флокул утруднює процеси класифікації і фільтрування. Апарат для розмагнічування складається з труби 1 з немагнітного матеріалу, на якій розміщені обмотки магнітної системи 2. Число витків у обмотках зменшується у напрямку руху пульпи. Розмагнічування сильномагнітної пульпи відбувається при багаторазовому циклічному її перемагнічуванні у змінному магнітному полі ($H_{max} = 32 - 40$ кА/м). Амплітуда напруженості поля зменшується у напрямку переміщення пульпи від певного максимального значення до нуля, але градієнт зниження напруженості магнітного поля повинен бути невисоким. При переміщенні пульпи по мірі зниження напруженості магнітного поля знижується і намагніченість частинок.

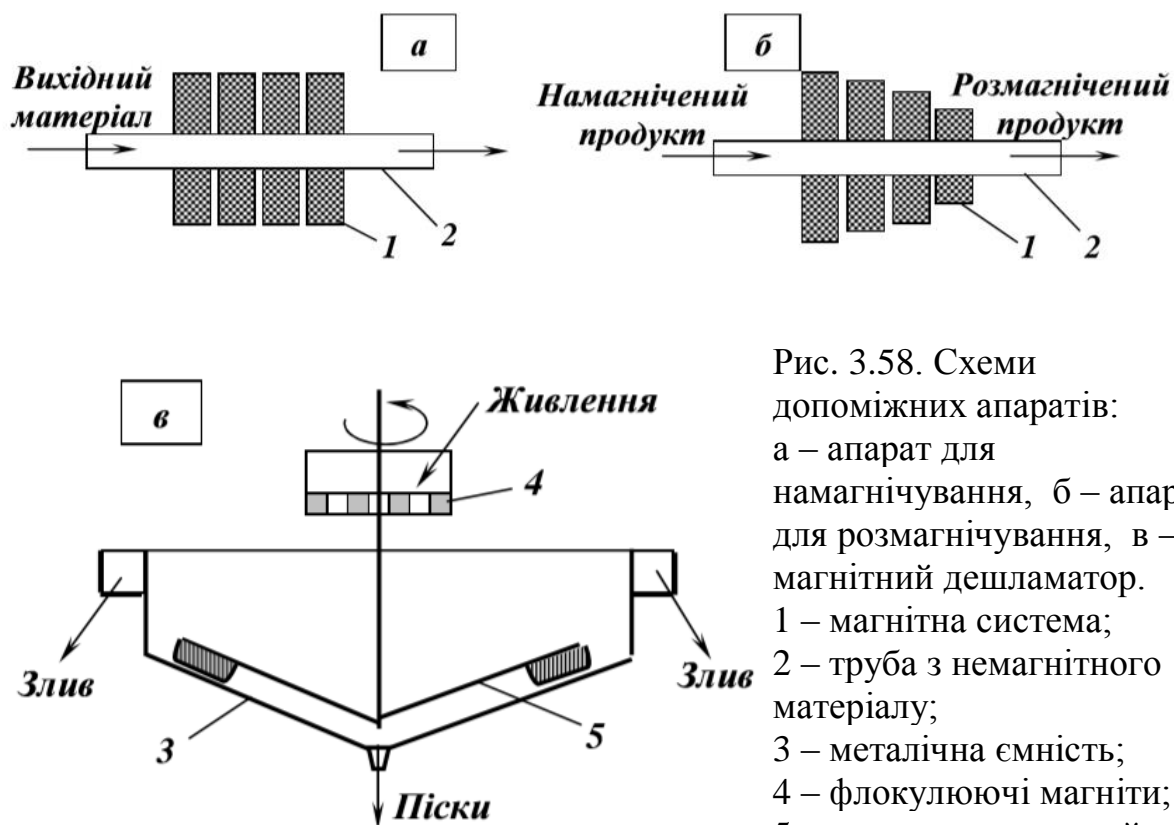


Рис. 3.58. Схеми допоміжних апаратів:
 а – апарат для намагнічування, б – апарат для розмагнічування, в – магнітний дешламатор.
 1 – магнітна система;
 2 – труба з немагнітного матеріалу;
 3 – металічна ємність;
 4 – флокулюючі магніти;
 5 – розвантажувальний пристрій.

Магнітні дешламатори (рис. 3.58 в) використовуються для знешламлення і згущення тонкоподрібненого сильномагнітного матеріалу перед магнітним збагаченням або перед фільтруванням магнітних концентратів. Магнітний дешламатор складається з металевої ємності 3, живильної коробки з флокулюючими магнітами 4 і пристроїв для розвантаження продуктів операції. Для згущення і знешламлення пульпа надходить у живильну коробку, у днищі якої вмонтовані чотири намагнічуючих апарати. Пульпа проходить через намагнічуючі апарати, де вона намагнічується зі створенням флокул з сильномагнітних частинок. Флокули швидко осідають на дно ємності, тут згущені магнітні піски гребковим пристроєм 5 переміщуються до центрального розвантажувального отвору і видаляються з дешламатора. Шлами захоплюються висхідними потоками води і розвантажуються через поріг у кільцевий жолоб.

Схеми магнітної сепарації

В залежності від властивостей вихідної сировини магнітна сепарація може бути основним методом збагачення у технологічній схемі фабрики або одним з методів у комбінованих схемах, де застосовується декілька методів збагачення.

При збагаченні магнетитових руд магнітна сепарація (у слабкому полі) використовується як основний процес (рис. 3.60). Звичайно технологічна схема переробки магнетитових руд включає три-чотири стадії дроблення,

після чого дроблена руда надходить у головний корпус фабрики, де вона подрібнюється і збагачується.

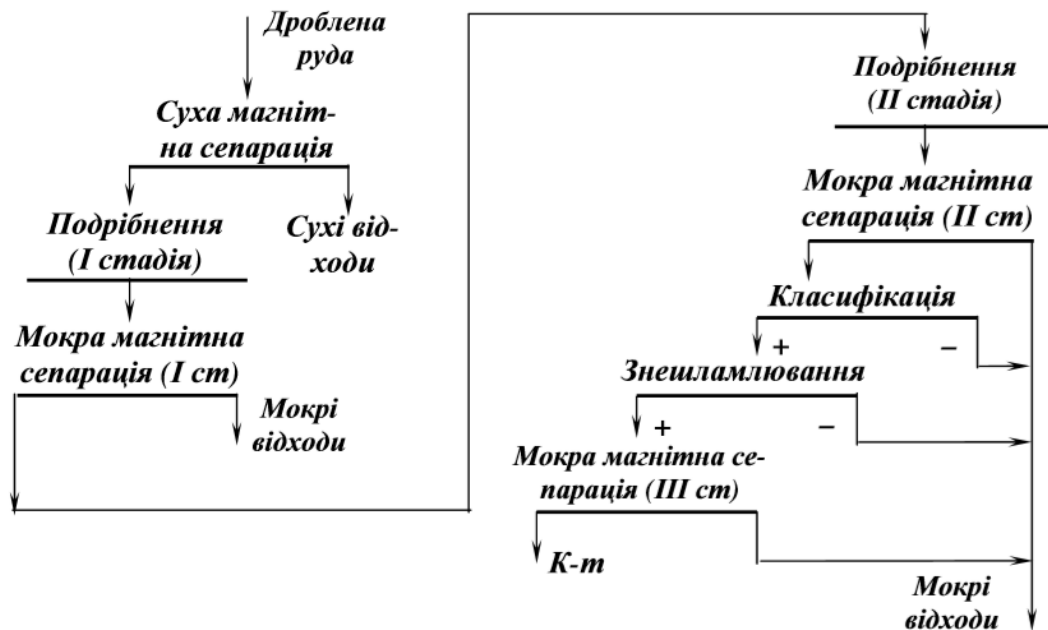


Рис. 3.59. Схема магнітного збагачення магнетитової руди

При магнітному збагаченні руд з відносно крупним вкрапленням магнетиту застосовують суху сепарацію, що виконується за один або два прийоми з виділенням відвальних відходів і промпродукту, який направляється на подрібнення і збагачення.

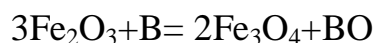
Після подрібнення руда збагачується мокрою магнітною сепарацією. Мокра магнітна сепарація звичайно проводиться за три стадії, кожна з них включає від одного до трьох прийомів. На першій стадії руда збагачується з виділенням відвальних відходів і промпродукту, що направляється у другу стадію на подрібнення і збагачення. На другій стадії одержують відвальні відходи і чорновий концентрат, який доводиться у третій стадії.

Для магнітного збагачення руд з тонким вкрапленням рудних і породних мінералів застосовуються більш складні схеми. Характерною особливістю цих схем є збільшення стадій подрібнення до трьох - чотирьох і магнітної сепарації - до п'яти.

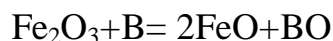
Як правило, для слабомагнітних руд магнітне збагачення застосовується у поєднанні з іншими збагачувальними процесами - гравітаційним, флотаційним, електричним.

Магнітне збагачення у сепараторах зі слабим полем може бути використано при переробці слабомагнітних залізних руд (гематитових, сидеритових, бурозалізнякових) після їх магнетизуючого випалення.

При випалюванні парамагнітні оксиди заліза і його карбонати - гематит, гідрооксиди, сидерит - перетворюються у феромагнітні оксиди - магнетит, маггеміт, ін. та у феромагнітні металізовані продукти - залізну губку та крицю. Зокрема гематит відновлюється до магнетиту:

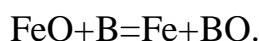


або



Тут В - відновлювач, замість якого можуть бути застосовані H_2 , С, CO , CH_4 та ін.

Парамагнітний закис заліза FeO переходить у феромагнітне залізо:



В Україні процес випалювально-магнітного збагачення залізних руд був ґрунтовно опрацьований В.І.Кармазіним, Г.В.Губіним та ін.

Для магнетизуючого випалення залізних руд використовують: трубчасті печі (найбільш освоєні); шахтні печі; багатоподові скребкові печі; конвеєрні печі; печі киплячого шару; вихрові камери; установки суміщеного процесу «помел- випалення».

Інтенсивний процес відновлення парамагнітних сполук заліза у феромагнітні проходить за таких умов: швидкість газу понад 1 м/с; крупність матеріалу менше 5 мм; при раціональному температурному режимі і концентрації відновника, величини яких залежать від виду застосовуваного відновника: для водню ця температура - в межах 500-800 °С; оксиду вуглецю 700-800 °С; для метану - дещо нижче 900 °С.

Інколи у природній залізній руді є домішки органічних речовин в кількості 0,1-0,3 мас. % в перерахунку на вуглець. Цього повністю достатньо, щоб перевести більшу частину гематиту в магнетит шляхом випалення без добавки спеціального відновлювача. В цьому випадку випалення гематиту та сидериту здійснюють при температурі 600-700 °С. Раціональна крупність оброблюваного матеріалу - 0-3 мм.

Після випалювального відновлення рудний матеріал збагачують відомими магнітними методами.

Випалювально-магнітне збагачення залізних руд практикувалося в Україні на Центральному гірничозбагачувальному комбінаті, де побудована фабрика випалювально-магнітного збагачення окиснених залізних руд продуктивністю по вихідній руді 9 млн т на рік. Для випалення використовувалися трубчасті печі. Проектна продуктивність печі - 42 т/год. Вихідну руду крупністю 0-25 мм живильником подають у піч. В результаті обертання печі вона переміщується по її довжині. Тривалість перебування в печі - 1,5-2,5 год. При спалюванні природного газу відбувається нагрівання руди до 700-800 °С і при контакті з речовиною- відновлювачем відновлення її до магнетиту. Випалену руду подають в охолоджувальний барабан,

заповнений водою. Після охолодження і зневоднення руду подрібнюють в стержневому млині і направляють на магнітну сепарацію.

Процес випалювально-магнітного збагачення залізних руд знайшов практичне застосування в багатьох країнах світу - Угорщині, Чехії, Болгарії, Китаї, Італії, США і Канаді.

Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації

Основними факторами, що впливають на процес магнітної сепарації, є: напруженість магнітного поля і його неоднорідність, параметри робочої зони, швидкість обертання барабанів і валків, крупність і магнітні властивості збагачуваної руди, густина живлення сепараторів.

Напруженість магнітного поля визначає величину магнітної сили. Крім того, магнітна сила залежить від магнітної сприйнятливості мінералу і ступеня неоднорідності поля. Збільшення напруженості поля сприяє збільшенню магнітної сили, а це значить, що до магнітної фракції можна вилучати мінерали з меншою магнітною сприйнятливістю. У свою чергу це впливає на вихід і якість продуктів розділення.

Параметри робочої зони (довжина і висота) визначають продуктивність сепаратора:

$$Q = qn(L - 0,1) , \text{ т/год} , \quad (3.49)$$

де q - питома продуктивність, т/год·м; n - число головних робочих елементів сепаратора; L - довжина робочого елемента (барабана, валка), м.

Зі збільшенням діаметра і довжини барабана (валка) довжина робочої зони зростає, що дозволяє підвищити вилучення магнітних мінералів і продуктивність сепаратора.

Швидкість обертання барабанів і валків у значній мірі визначає продуктивність сепараторів і якість продуктів розділення. Швидкість обертання робочих органів вибирається залежно від способу збагачення (сухий або мокрий), способу подачі живлення (верхній або нижній), магнітної сприйнятливості і крупності мінералів, необхідної якості продуктів збагачення (одержання готових концентратів або відвальних відходів).

Крупність збагачуваної руди впливає на магнітні властивості мінералів, що розділяються. Зі зменшенням крупності частинок їх питома магнітна сприйнятливість також зменшується.

Питома магнітна сприйнятливість впливає на селективність розділення рудних і породних мінералів. Чим більше розрізняються мінерали своїми магнітними сприйнятливостями, тим легше їх розділити у магнітному полі, і навпаки. Селективність магнітного збагачення характеризується коефіцієнтом селективності (3.47).

Густина живлення сепараторів впливає на технологічні показники сепарації. Збільшення вмісту твердої фази у живленні сприяє підвищенню

продуктивності сепаратора, але в той же час - зниженню якості продуктів збагачення, і навпаки.

3.9. Перспективні спеціальні методи збагачення

Визначення і загальна характеристика

До спеціальних зараховують методи збагачення, які не охоплені гравітаційними, флотаційними, магнітними та електричними методами. Спеціальні методи збагачення базуються на використанні відмінностей у зовнішньому вигляді поділюваних мінералів (колір, блиск, форма зерен), а також на використанні специфічних властивостей деяких мінералів (радіоактивність, здатність до люмінесценції, адгезійна здатність тощо) [18-20].

Велику групу складають процеси автоматизованого сортування грудок вихідного матеріалу за допомогою електромагнітного проміння в широкому діапазоні спектра - від інфрачервоних хвиль, видимого світла, до ультрафіолетових, рентгенівських і у-променів, а також із застосуванням в-та нейтронного випромінювання. Іншу велику групу спеціальних методів складають процеси, основані на відмінностях у поверхневих властивостях мінералів - як фізичних (шорсткість, коефіцієнт тертя тощо), так і фізико-хімічних (дзета-потенціал, адгезійна та реакційна здатність і т.ін.). Ще одна група спеціальних методів пов'язана з формою зерен матеріалу та їх пружними та міцнісними властивостями. При цьому дві останні групи мають спільним те, що, як правило, для реалізації процесів застосовуються особливі робочі поверхні. Хімічне і біохімічне збагачення та розчинення складають ще одну групу спеціальних методів збагачення.

Діалектика розвитку технічних рішень у практично будь-яких галузях така, що спершу навіть дуже перспективне рішення, ідея проходять апробацію у одиничному, вузькому масштабі і є по суті на першому етапі *спеціальним* методом (технологією) того чи іншого процесу. Згодом, в залежності від затребування практикою винайденого рішення, тривалості і масштабів його використання, технологічності та інших характеристик, воно переходить у розряд традиційних або залишається *спеціальним* (тобто вузько спеціалізованим, таким, що має особливе призначення). Так, адгезійні методи збагачення золота з'явилися, імовірно, раніше або одночасно з гравітаційними, але вони й до сьогодні залишилися спеціальними, а другі (гравітаційні) отримали широке застосування, розвинулися і є вже давно традиційними.

Сфера застосування спеціальних методів - збагачення уранових руд, алмазів, азбестових та інших руд зі спеціальними властивостями, а також руд рідкісних і благородних металів, вольфраму, нікелю, міді, заліза, гравію, вугілля, сульфідних руд та ін.

Розглянемо деякі найбільш поширені спеціальні методи збагачення корисних копалин.

Радіометрична сепарація

Радіометрична сепарація - механізований і автоматизований спосіб сортування мінералів з використанням їх відмінностей в природній або наведеній радіоактивності. Відомо близько двадцяти методів радіометричної сепарації. Близько десяти застосовуються у промисловості. До радіометричної сепарації відносять: радіометричні методи (авторадіометричні); гамма-методи (метод розсіяного гамма-випромінювання, або гамма-гамма-метод, гамма-електронний метод, або емісійний; гамма-нейтронний метод, або фотонейтронний; метод ядерного гамма-резонансу, а також рентгенорадіометричний метод), що базується на взаємодії гамма- або рентгенівських квантів з атомами елементів, що входять до складу гірських порід і руд. Радіометричну сепарацію використовують для попереднього збагачування і в довідних операціях по збагачуванню руд чорних металів, алмазних та інших неметалевих корисних копалин.

Розрізняють такі основні типи радіометричних сепараторів:

- **авторадіометричний** - базується на використанні випромінювань (головним чином γ -випромінювання) природно радіоактивних хімічних елементів; застосовується при збагаченні уранових руд;

- **фотонейтронний** - оснований на використанні відмінностей в інтенсивності нейтронного випромінювання, що випускається мінералами, при опроміненні руди γ -променями; застосовується при збагаченні берилієвих руд, тому що ядра берилію випускають нейтрони при опроміненні γ -променями;

- **люмінесцентний** - оснований на використанні відмінностей в інтенсивності люмінесценції мінералів під дією рентгенівського або ультрафіолетового випромінювання. Здатністю до люмінесценції володіють кальцит, шеєліт і інші мінерали; в промисловому масштабі цей процес застосовують при збагаченні алмазів;

- **фотометричний** - оснований на використанні відмінностей мінералів відбивати, пропускати або заломлювати світло; застосовуються для збагачення кварцу, крейди, магнетиту, золотовмісних руд;

- **нейтронно-активаційний** - оснований на використанні відмінностей в інтенсивності випромінювання радіоактивних ізотопів, що створюються при опроміненні руди потоком нейтронів; застосовується при сортуванні флюоритових руд;

- **гамма-абсорбційний** - оснований на використанні відмінностей мінералів у здатності поглинати рентгенівські або γ -промені; застосовується при збагаченні залізних руд;

- **нейтронно-абсорбційний** - оснований на використанні відмінностей мінералів у здатності ослаблювати потік нейтронів внаслідок їх захоплення ядрами хімічних елементів; застосовуються при збагаченні руд бору.

Радіометричні сепаратори обробляють матеріал крупністю від 250 до 0,5 мм. На рис. 3.60 наведена схема одного з найбільш поширених -

стрічкового радіометричного сепаратора з розділовим механізмом шиберного типу. Сепаратор складається з стрічкового конвеєра 1, датчика 2, екрана 3, шибера 4, електромагніту 5 і радіометра 6.

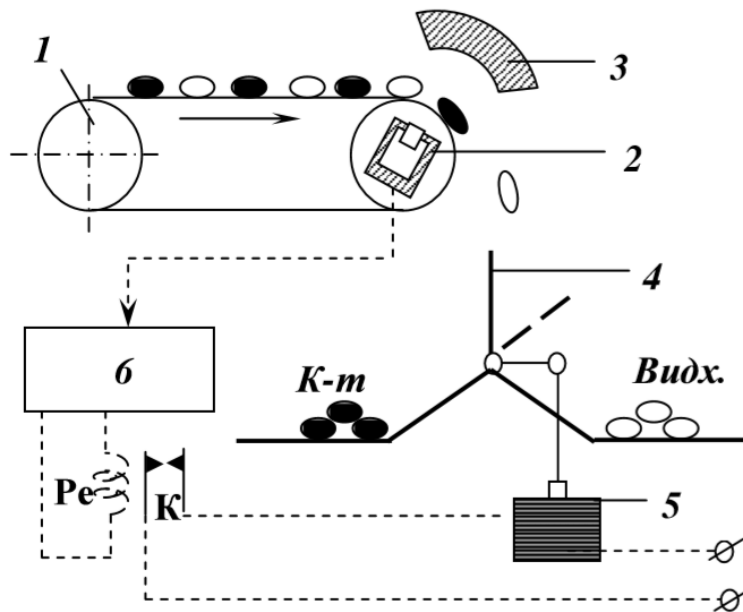


Рис. 3.60. Схема радіометричного сепаратора:
1 – конвеєр;
2 – датчик;
3 – екран;
4 – шибер;
5 – електромагніт;
6 – радіометр.

Вихідна руда подається на стрічковій конвеєр і моношаром переміщується до розділового шибера. Інтенсивність γ -випромінювання грудок руди реєструється датчиком радіометра, що розташовується у кінцевому барабані конвеєра. При підвищеній інтенсивності γ -випромінювання грудок руди радіометр через контакти *К* реле *Рe* подає струм на обмотку електромагніту. Осердя електромагніту втягується і за допомогою важеля повертає шибер так, щоб був відкритий збірник для концентрату. Пуста порода з низькою інтенсивністю γ -випромінювання направляється у збірник відходів, який у звичайному стані відкритий.

Перед збагаченням матеріал класифікується на вузькі класи, кожний клас збагачується окремо. Перевагою процесу радіометричної сепарації є висока селективність розділення.

Збагачення за тертям і формою зерен

Швидкість руху частинок по похилій площині залежить від стану похилої поверхні і поверхні самих частинок, їх форми, вологості, густини, крупності і характеру руху (кочення або ковзання). Основним параметром, що визначає рух мінеральних частинок по похилій площині, є коефіцієнт тертя (рис. 3.67). Якщо на похилу площину помістити два мінеральних зерна - одне з гладкою, а друге з шорсткуватою поверхнею, то перше зерно буде переміщуватись з більшою швидкістю і на виході з похилої площини відлетить далі, ніж зерно з шорсткуватою поверхнею.

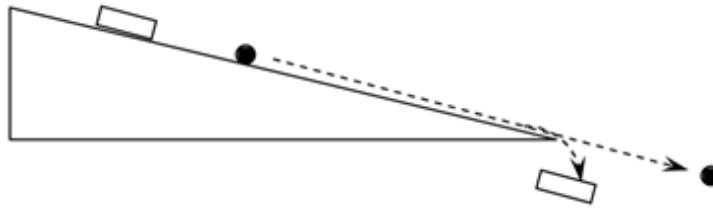


Рисунок 3.61. – Траєкторії руху зерен різної форми на похилій площині.

Різниця у швидкості руху і траєкторії польоту після відриву від похилої площини ще збільшиться, якщо гладке зерно буде круглим, а шорсткувате - плоским. У цьому випадку кругле зерно буде котитися і переборювати опір тертя кочення, а плоске - ковзати і переборювати опір значно більшого за величиною тертя ковзання.

Швидкість частинок в момент їх сходу з похилої площини визначається за формулою:

$$V = \sqrt{2Lg(\sin \alpha - f \cos \alpha)}, \text{ м/с}, \quad (3.50)$$

де L – шлях, пройдений частинкою, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; f – коефіцієнт тертя частинки; α – кут нахилу площини.

Таким чином, швидкість на сході з похилої площини визначається коефіцієнтом тертя частинки об площину (f), кутом нахилу площини (α) і довжиною розгінної ділянки площини (L).

Збагачення з використанням відмінностей у коефіцієнтах тертя може проводитись на апаратах з нерухомою, рухомою, вібруючою робочою поверхнею.

Розділення зерен за тертям і формою зерен застосовується при збагаченні азбестових руд, слюди і інших корисних копалин.

Адгезійне збагачення корисних копалин

Адгезійне збагачення - це сукупність фізико-хімічних способів збагачення корисних копалин. Полягає у вибіркового прилипанні частинок збагачуваного мінералу до жирової поверхні. Прикладом може бути адгезійне збагачення золота, алмазів шляхом використання ефекту налипання гідрофобних (або гідрофобізованих) часточок корисної копалини на маслянисті поверхні (наприклад, жирова поверхня спеціальних столів, вуглемасляні гранули).

Приклади сучасних процесів адгезійного збагачення:

1). Збагачення на жирових поверхнях; 2). Агломерація "вугілля - золото" (процес CGA компанії "British oil and minerals" та "Davy McKee"); 3). Процес Карбед (Carbad Gold Recovery); 4). Процес Coal- Gold Agglomeration Process; 5). Процес адгезійної концентрації Донецького національного технічного університету. Найбільше застосування з цих процесів одержав перший, інші знаходяться в різній стадії розробки та апробації.

1) Збагачення на жирових поверхнях

Процес збагачення на жирових поверхнях базується на вибірковій здатності деяких мінералів утримуватися липкими (жировими) поверхнями (різновеликій адгезії мінералів до жирових поверхонь). Цей процес застосовується в основному при збагаченні алмазів і забезпечує їх вилучення до 99,5 %. При переміщенні пульпи, яка містить алмази, по поверхні, що змазана жировими речовинами, гідрофільні мінерали (кварц, кальцит і ін.) не прилипають до неї і зносяться потоком води, в той же час гідрофобні алмази міцно прилипають до жирової поверхні і утримуються нею. Апарати, що призначені для вилучення алмазів на липких поверхнях, називаються жировими столами (рис. 3.62).

Жировий стіл являє собою нескінченну гумову стрічку 1, натягнену між двома барабанами. Стрічка у поперечному напрямку нахилена під кутом 12° до горизонту. На передньому кінці стрічки встановлено вібраційний живильник 2 жирової маси, а на задньому кінці - шкребок 3 для зняття шару жиру з алмазами. Пульпа подається зверху і рухається перпендикулярно відносно руху стрічки. Алмази прилипають до жиру і виносяться стрічкою до шкребка. Знятий шкребком шар жиру з алмазами потрапляє на сітку збірника 4. Сітка у збірнику підігрівается, тому алмази звільняються від жиру, який повертається у процес, а алмази вилучаються із збірника періодично. Мінерали пустої породи змиваються водою у лоток 5 і видаляються у відвал.

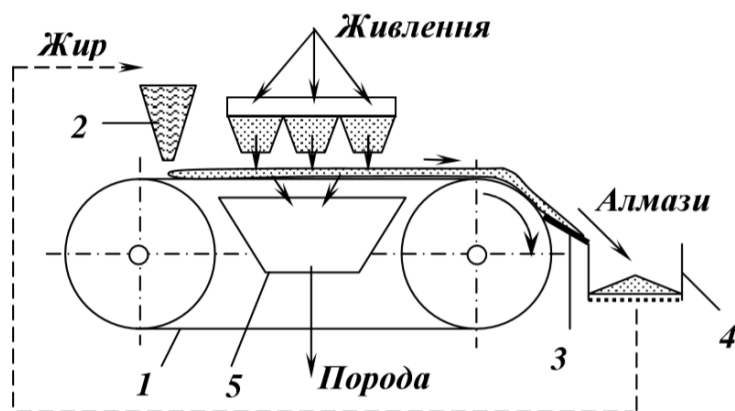


Рис. 3.62. Схема жирового стола:

- 1 – гумова стрічка;
- 2 – живильник жирової маси;
- 3 – шкребок;
- 4 – збірник алмазів;
- 5 – породний лоток.

2) Агломерація "вугілля-золото" (процес CGA компанії "British oil and minerals" та "Davy McKee")

Руду спочатку піддають грохоченню, а потім подрібнюють (рис. 3.63). Рудну пульпу кондиціонують поверхнево-активними речовинами (ПАР), після чого перемішують з вугільно-нафтовими гранулами в послідовно встановлених чанах. Золото видаляється в гранули. Останні відокремлюють від пустої породи, наприклад флотацією, і направляють в оборот для контакту зі свіжою пульпою. Таким чином досягають необхідного ступеня насичення гранул золотом. Вилучення золота з "навантажених" гранул здійснюють спалюванням з наступною плавкою золи.

Процес досліджено в лабораторних умовах на установці продуктивністю 20 кг/год (по руді) та випробувано на напівпромисловій установці продуктивністю 1 т/год. Сировина для одержання гранул-носіїв - вугілля крупністю - 0,1(0,05) мм. Зв'язуюче - нафтопродукти (газойль). Витрати реагента- зв'язуючого 15-25 мас. %. Для кондиціонування руди перед адгезійним збагаченням використовують флотаційні колектори-збирачі, які підвищують олеофільність частинок золота. Як колектор використовують амілксантат калію при його витратах 200-500 г/т вихідної руди. Тривалість кондиціонування – до 5 хв. при інтенсивній (турбулентній) агітації пульпи.

Операція приготування гранул-носіїв виконується окремо, за технологією масляної грануляції (агломерації) тонкодисперсного вугілля.

Власне адгезійне збагачення (адгезійна концентрація) здійснюється в агітаторах при інтенсивному перемішуванні водо-рудної пульпи з вуглемасляними гранулами в турбулентному режимі (застосовують імпелерну мішалку).

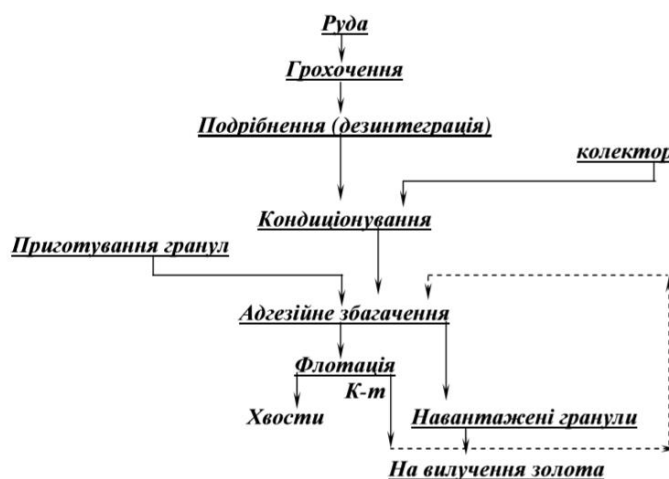


Рис. 3.63. Технологічна схема адгезійного процесу

Результати адгезійного збагачення залежать від ряду факторів: кондиціонування рудної пульпи, рН середовища, речовинного складу руди, вмісту золота в руді, співвідношення "руда-гранули".

Крупність видалених в гранульований концентрат частинок золота - 500-5 мкм, але ефективність процесу зменшується в області тонких фракцій та коли золото перебуває у твердому розчині. За 30 хв. агітації рудної пульпи з адгезійно активними гранулами-носіями досягається вилучення 80-99%. Максимальний ступінь навантаженості гранул золотом в процесі CGA - 80%. Вміст золота в гранулах - від 1000 г/т до 2000-5000 г/т. Після згорання гранул зола має 2-5% і більше Au.

Найкращою сировиною для адгезійного вилучення золота є:

- розсипний матеріал, який містить золото, що не видаляється (погано видаляється) гравітаційними методами;
- гравітаційні концентрати з низьким вмістом золота;
- легкозбагачувані руди з переважною крупністю зерен золота понад 50 мкм;
- "свіжі" та лежалі хвости гравітаційного збагачення.

Вилучення на рівні понад 85% досягається при крупності подрібнення вихідної руди від -200 (-90) мкм.

3) Процес "Карбед" компанії Carbed Pty Ltd.

Цей варіант адгезійного збагачення золота винайдено в Австралії. Руда і вуглемасляні гранули, виконані на основі зв'язуючих - нафтопродуктів, рухаються в режимі протитечії. На грохотах виділяють крупні гранули, а потік пульпи пропускають у наступний агрегат (контактний апарат). Гранули залишаються у пульпі до заданого (кондиційного) насичення зернами золота. Для підтримки високих адгезійних властивостей носіїв-гранул у кожний з контактних чанів безперервно подається невелика частина зв'язуючого агента, який "підновлює" поверхню гранул. Ретур і масляні фракції вилучають флотацією і направляються в голову процесу. Золото з гранул вилучають за допомогою органічного розчинника, яким обробляють гранулят. Це приводить до дезинтеграції гранул, після чого грануляційна речовина центрифугується. Одержаний золотоносний концентрат направляють на плавку. Розчинник дистилують і використовують повторно. Вугілля та нафтозв'язуюче рециркулюють для приготування нових гранул.

Процес концентрації золота на гранулах-носіях завершується протягом 20-30 хв. На перших хвилинах досягається вилучення близько 78-89 %, а за 10 хв. воно вже складає 94-97%. З економічних міркувань дослідники процесу "Карбед" рекомендують витримувати ступінь насичення гранул золотом на рівні від 1-5 до 10-20 кг/т.

Особливо сильно на результати збагачення впливає крупність помелу (розкриття золота, особливо з руд корінних родовищ). Середня крупність гранул- носіїв складає 3 мм. Для збагачення руд, які мають гідрофобні сульфіди, доцільно застосовувати депресори та регулювання рН.

Проведені напівпромислові випробування на установці продуктивністю 5 т/год. Прогнозна область застосування процесу "Карбед" - збагачення руд Au та металів платинової групи. Особливо руд, які важко цінуються внаслідок високого вмісту міді та (або) арсену.

Процес фірми Precious Mineral Technologies Pty Ltd

Адгезійний спосіб вилучення благородних металів та алмазів є аналогом процесу "Карбед". Відмінність від останнього полягає в більш удосконаленому доборі реагентів-зв'язуючих. Використовують комплексне зв'язуюче, яке складається з бітуму та масла (вуглеводневої рідини) у пропорції від 1:15 до 1:5. Це дає змогу зменшити дезинтеграцію гранул при їх

інтенсивному перемішуванні у водно-рудній пульпі. Крупність гранул-носіїв складає 0,75-5 мм, вміст у них зв'язуючого: 1-5% бітуму та 15-25% масла. Тривалість контакту пульпи з гранулами - 1-10 хв. Розвантаження гранул здійснюється періодично.

Процес адгезійної концентрації Донецького національного технічного університету

Адгезійний спосіб вилучення золота є аналогом процесу "Карбед". Відмінність - у модифікації поверхні вуглемасляних гранул-носіїв спеціальними ре- агентами (наприклад, ефірами) для вловлювання надтонких частинок золота. Дозволяє збагачувати матеріал крупністю - 0-50 мм.

Вибіркове дроблення і декрепітація

Процес збагачення цими методами базується на вибіркового руйнуванні мінералів з різною механічною міцністю при дробленні і подрібненні (вибіркоче дроблення) або на властивостях мінералів вибіркового розтріскуватись при нагріванні і наступному швидкому охолодженні (декрепітація).

Руйнування корисної копалини при декрепітації відбувається в результаті різних теплопровідності і коефіцієнтів розширення при нагріванні і охолодженні, що спричиняє сильні напруження, які приводять до розтріскування мінералів. Наявність у мінералах кристалічної води також приводить до руйнування кристалів при нагріванні.

Подальше збагачення мінералів може здійснюватись грохоченням, гравітацією або іншими процесами.

Вибіркове дроблення і подрібнення здійснюється у дробарках, грохотах-дробарках і млинах. Промислове застосування вибіркоче дроблення дістало при збагаченні вугілля, горючих сланців, будівельних матеріалів та інших неметалічних корисних копалин.

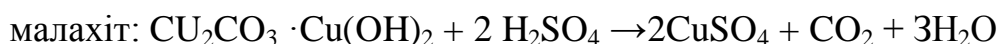
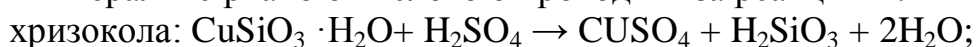
Декрепітація застосовується при збагаченні сподуменових руд, є перспективною при збагаченні баритових, флюоритових та інших руд.

Гідрометалургійні процеси збагачення

Для збагачення комплексних руд і доводки деяких концентратів і промпродуктів поряд з механічними операціями збагачення використовують *гідрометалургійні процеси*. Вони основані на селективному розчиненні цінних компонентів руди або їх шкідливих домішок водними розчинами хімічних реагентів. Основні операції гідрометалургійного процесу такі: подрібнення вихідного матеріалу до крупності 0,2 - 0,074 мм, вилуговування мінералів, відділення розчину від твердої речовини, розділення і відсаджування корисних металів, сушка і випалювання одержаних концентратів.

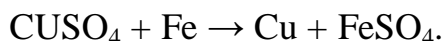
Найважливішою операцією гідрометалургійного процесу є вилуговування мінералів, при якому корисні компоненти переходять у

розчин. За характером взаємодії мінералу з розчинником розрізняють просте або фізичне розчинення і хімічне, при якому відбуваються обмінні і окиснювально-відновні процеси. Для вилуговування мінералів застосовують розчини вуглекислого натрію, вуглекислого амонію, аміаку, ціанистого калію, сірчаної, соляної і азотної кислот та ін. Вилуговування може здійснюватись або в результаті просочування через шар руди, або механічним перемішуванням подрібненої руди з розчинником. Перший спосіб вилуговування є найбільш дешевим і застосовується для грудкового матеріалу (більше 3 мм), оскільки при більш дрібному матеріалі швидкість просочування незначна і ефективність вилуговування знижується. Вилуговування просочуванням застосовується для вилучення міді в покинутих гірничих виробках і з відвалів некондиційних руд, а також для вилучення міді з грудкового матеріалу в чанах. Розчинення окиснених мідних мінералів сірчаною кислотою проходить за реакціями:



і т.п.

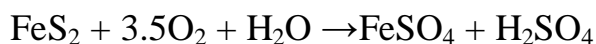
Відділення розчину від твердої фази робиться згущенням або фільтруванням, після чого виділення металів з розчинів здійснюється різними методами. В технології збагачення золотовмісних, вольфрамових і молібденових руд застосовують екстракційні і сорбційні методи вилучення металів з розчинів. В мідній промисловості застосовують електроліз і цементацію міді залізною стружкою або скрапом:



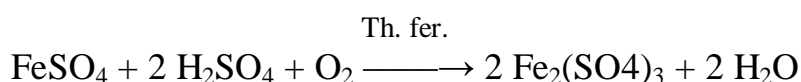
Процес розчинення міді значно прискорюється при наявності у розчині деяких мікроорганізмів (наприклад, тіонових бактерій).

Застосування мікроорганізмів - тіонових бактерій «тіобацілус феррооксиданс» (*Thiobacillus ferrooxidans*) і «тіобацілус тіооксиданс» (*Thiobacillus thiooxidans*) збільшує швидкість окиснення сульфідів за певних умов у десятки, сотні і навіть тисячі разів.

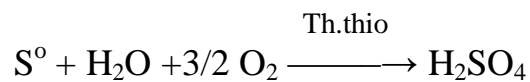
Бактерії, адсорбуючись на поверхні сульфиду, сприяють утворенню оксиду сірчаноокислого заліза $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ - найсильнішого окисника сульфідів. Протікання процесу вилуговування ілюструється такими хімічними рівняннями:



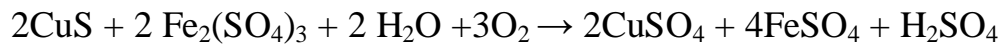
Окиснення 2-валентного заліза у 3-валентне за допомогою бактерій:



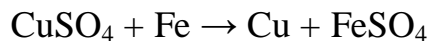
Сірку, що утворюється, мікроорганізми окиснюють до сірчаної кислоти



Мідні сульфідні руди під дією $Fe_2(SO_4)_3$ розчиняються з отриманням у розчині $CuSO_4$ за наступною реакцією:



Розчини, що містять мідь, спрямовують на цементацію залізом з отриманням цементної міді:



Цементні розчини після регенерації за допомогою бактерій знов подають на вилуговування.



Гідрометалургійні процеси застосовуються в технології виробництва алюмінію, при комплексній переробці нефелінів, у комбінованих схемах збагачення для вилучення молібдену, ніобію, свинцю і інших металів.

У світовій практиці спостерігається активний розвиток: а) автоклавного сірчаноокислого вилуговування під високим тиском (процес HPAL), який застосовується для переробки міднонікелевих латеритних руд; б) комплексної технології видобування і збагачення міді "рідинна екстракція - електроліз" (процес SX-EW).

Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин

Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин, в першу чергу вугілля, поєднує сукупність процесів структурування тонкої полідисперсної гідрофобної мінеральної речовини у водному середовищі за допомогою реагентів. Застосовується як самостійний і як допоміжний процес.

На рис. 3.70. показана класифікація процесів селективної агрегації. Основні їх різновиди:

- 1) агрегація електролітами-коагулянтами;
- 2) агрегація полімерними сполуками;
- 3) агрегація маслами.

1. Агрегація електролітами-коагулянтами. Процес селективної агрегації електролітами пов'язаний зі зміною стану подвійного електричного шару (ПЕШ) вугільних та (або) мінеральних частинок суспензії. Введення в суспензію коагулянту приводить до стиску ПЕШ, зменшення ψ - потенціалу вугільних частинок, що забезпечує можливість їх зближення на відстань дії ван-дер-ваальсових сил притягування. Це пояснюється руйнуванням молекулами електроліту граничного шару води на

поверхні вугілля, що й спричиняє можливість зближення вугільних зерен і їх коагуляцію. Для *селективної електролітичної коагуляції* (СЕК) вугільних зерен в залежності від природи поверхневих кисеньвмісних сполук і характеру їх дисоціації у водному середовищі можуть бути застосовані нейтральні, лужні або кислотні електроліти.



Рис. 3.64. Класифікація процесів селективної агрегації вугілля

Застосовують електроліти: карбонати, тетраборат, оксалат, пірофосфат, триполіфосфат, гексаметафосфат натрію, полісилікат натрію (рідке скло), вапно, кальциновану соду та ін.

На вуглезбагачувальних фабриках (ВЗФ) Донбасу і Придніпров'я при витратах реагенту 3-11 кг/т із шламів зольністю 1628% одержано коагульований концентрат і відходи зольністю відповідно 10-19%, 53-70%. Промислова апробація процесу здійснена ряді об'єктів - Макіївський КХЗ, Дніпропетровський КХЗ, Селидівська ЦЗФ, шахта "Анна" (Польща), Череповецький МК (Росія) та ін. Визнано доцільність використання процесу для підготовки перед флотацією вугілля.

2. Агрегація полімерними сполуками. Процеси селективної флокуляції полімерами - СФП можуть здійснюватися як водорозчинними, так

і нерозчинними полімерними флокулянтами. В обох випадках має місце місточковий механізм структуроутворення.

2.1. Водорозчинні полімери. Серед водорозчинних розрізняють *аніонні, катіонні та нейоногенні* полімерні флокулянти. Основу *аніонних полімерів* складають поліакрилова кислота, її солі або акриламід. *Катіонні полімерні флокулянти* містять позитивно заряджені групи аміну, іміну або четвертинного аміну. *Нейоногенні полімери* складаються головним чином з поліспиртів, негідролізованих поліефірів і поліамідів. З них у процесах СФП найширше використовується негідролізований поліакриламід (ПАА) та поліоксиетилен (ПОЕ). Довжина макромолекули нейоногенного флокулянту повинна бути вдвічі більшою від радіуса дії йонноелектростатичних сил, що забезпечує механізм місточкового зв'язку між вугільними частинками.

На ряді вуглебагачувальних фабрик Росії як селективні флокулянти використовуються ПАА, ПОЕ, поліелектроліти катіонного типу ВПК-101 (полівінілбензилтриметиламонійхлорид) і ВПК-402 (диметилдіаліл-амонійхлорид), а також бінарні суміші катіонного та нейоногенного флокулянтів. На ЦЗФ "Березівська" застосування флокулянту ПОЕ для вловлювання вугільних частинок менше 5 мкм із фільтрату вакуум-фільтра "Україна-80" дозволило при вихідній зольності твердої фази $A^d_e = 11\%$ одержати кондиційний концентрат зольністю $A^d = 8,4\%$ та високозольні відходи $A^d_{xe} = 79.0\%$. Аналогічні результати одержані на ЦЗФ "Абашівська".

За кордоном використовують гідролізовані ПАА угорського виробництва (NIKE ПАА), катіонний полімерний флокулянт "Суперфлок-310", в Україні також натрієву сіль сульфінанованого полістиролу (НССПС) разом з гідроксидом Na і кальцинованою содою, а також гіпан, метас, триполіфосфат Na (розробки Дніпропетровського національного гірничого університету).

Шлами оборотних вод Дніпродзержинського та Дніпропетровського КХЗ оброблялися гіпаном (0,092 кг/т) і метасом (0,092 кг/т) при $pH > 8-9$. При зольності вихідного 21-26% одержано концентрат зольністю 14-20% та відходи зольністю 72-77%. При цьому кальцинована сода (8-10 кг/т) виконувала роль пептизатора. Найвищі коефіцієнти селективності (77-79%) при розділенні вугільного шламу одержані при одночасному використанні електролітів - коагулянтів та полімерів, тобто при сполученні двох методів агрегації - СЕК та СФП. Процес агрегації інтенсифікується під дією ультразвуку.

В цілому технологія селективної масляної агломерації (СМА) тонкого вугілля водорозчинними полімерами отримала розвиток, але її широке промислове впровадження стримується дифіцитністю реагентів і недостатньою в ряді випадків селективністю розділення. Принциповий недолік процесу СФП водорозчинними полімерами - його сильна залежність від товщини граничних водних плівок на поверхні вугільних зерен. Нестабільність параметра pH суспензії викликає нестабільність флокул і, зрозуміло, результатів флокуляції. При цьому метод СФП позитивно

відрізняється від СЕК існуванням двох механізмів агрегування - за рахунок молекулярних сил притягування і місточкового зв'язку.

2.2. Неводорозчинні полімери. Для селективної агрегації тонкого вугілля використовуються також низькомолекулярні (молекулярна маса 10^3 - 10^5) та високомолекулярні гідрофобні полімери. Агрегація вугільних зерен гідрофобними полімерами здійснюється виключно за місточковим механізмом.

Застосування *низькомолекулярних полімерів* дозволяє при вихідному матеріалі (зливі гідроциклонів) зольністю 61%, одержувати концентрат $A_k^d=14\%$, хвосту $A_{xв}^d=84\%$, промпродукт $A_{пн}^d=69\%$. Флокули більш щільні, ніж на ПАА. При випробуванні флокуляційно-флотаційного способу збагачення вугілля зольністю 46,4 % і подачі полімера того ж класу, БіоІ-27 в кількості 0,25 кг/т одержано концентрат $A_k^d=17\%$ та відходи $A_{xв}^d=80,9\%$. Флотація того ж вугілля дає результат $A_k^d=20,6\%$, $A_{xв}^d=68,9\%$.

За *високомолекулярні гідрофобні флокулянти* використовуються *синтетичні латекси* - водні колоїдні дисперсії високополімерів. Вони являють собою каучукові частинки (глобули), переважно сферичної форми діаметром 0,08-3 мкм, стабілізовані йоногенними ПАР, частіше аніонного типу. Молекулярна маса 10^6 - 10^8 .

Дослідження і застосування селективної агрегації вугілля латексами проведені Українським вуглехімічним інститутом (УВХІН, м. Харків) та ДонНТУ, промислова апробація та експлуатація флокуляційно-флотаційної технології із застосуванням латексів БС-3ОФ, СКС-3Од, БС-50 на Макіївському та Авдіївському КХЗ, ЦЗФ "Чумаківська" та "Дзержинська" ВО "Донецьквуглезбагачення" показала можливість збільшення виходу концентрату флотації на 0,46%, збільшення зольності відходів до 78-80%, збільшення на ~25-30% швидкості флотації. При цьому витрати флокулянту можуть бути встановлені на рівні 50-100 г/т. Підвищення витрат латексу вище 250-300 г/т практично не впливає на результати збагачення.

Зарубіжним аналогом латексного флокулянту є гідрофобізуючі реагенти торгових марок FR-7 та FR-7А, які виготовляються у вигляді водної емульсії. Молекулярна маса полімеру $\sim 10^6$.

Загальним недоліком латексних флокулянтів на відміну від масляних, є обмежена сфера застосування за зольністю вихідного вуглевміщаючого продукту (не вище 30%), деяке озолення концентрату і забивка сит грохотів та вакуум-фільтрів при порушенні технологічного режиму дозування.

3. Агрегація маслами. В основі процесів селективної масляної агрегації вугілля лежить механізм адгезійної взаємодії олеофільної вугільної поверхні з маслами, завдяки якому досягається її селективне змочування і агрегування в турбулентному потоці води. Гідрофільні часточки, не змочувані маслом, у склад агрегатів не входять, що дозволяє виділяти їх у вигляді породної суспензії.

В залежності від режимних параметрів, технологічної схеми, одержуваного результату, зокрема виду продукту агрегації доцільно

виділяти: масляну грануляцію (МГ), агломерацію (МА), флокуляцію (МФ). При *грануляції* та *агломерації* в процес втягуються зерна вугілля до 3-5 мм, а при *флокуляції* - не більше 0,1-0,2 мм. Гранулят являє собою моно- або полідисперсний сипучий продукт, складений з кулястих і овальних гранул крупністю від 0,5-0,7 мм до 7-10 мм. Агломерат - це частково згранульоване полідисперсне вугілля, представлене вуглемасляними комплексами крупністю від 0,2-0,3 мм до (1,1-1,3) d_{\max} (d_{\max} - максимальний діаметр вугільного зерна). Флокули - пухкі або ущільнені вуглезв'язуючі комплекси крупністю не більше 0,2-0,3 мм. Питомі витрати масла - зв'язуючого взяті на 1000 см²/г зовнішньої поверхні вугілля ($S_{\text{пит.}}$) при грануляції складають 8...12 мас.% від сухої маси вугілля, при агломерації - 2...3 мас. %, флокуляції - 0,2...0,5 мас.%. Абсолютні значення витрат масла дуже залежать від параметра $S_{\text{пит.}}$ та в'язкості зв'язуючого і коливаються в таких межах: для грануляту - 8...10 - 40-50 мас.%; агломерату - 2...7 мас.%; флокуляту - 0,5...2 мас.%.

Як масла застосовують: нафту і нафтопродукти, кам'яновугільні смоли, вторинні масла. Процес реалізують в грануляторах-мішалках різних конструкцій, основною вимогою до яких є турбулізація гідросуміші "вугілля-вода-масло". Різноманітні лабораторні дослідження, стендові та промислові випробування, експлуатація на вуглезбагачувальних фабриках підтверджують такі основні технічні можливості процесів агрегації вугілля маслом:

I. збагачення тонкодисперсного вугілля ($\leq 0,1 \dots 0,2$ мм) зольністю до 60-70% при концентрації суспензії від 400-500 до 50-70 г/л з одержанням концентрату стабільної зольності в межах 5-20% і відходів зольністю 75-85% та більше;

II. знесірчування вугілля за рахунок видалення піритної сірки на 70-80%;

III. зневоднення вугілля до вологості 7-15%;

IV. облагороджування вугільної маси, яке полягає в "консервації" вугілля в агрегатах, що різко зменшує окиснення, розмокання, набухання вугілля, підвищує його стійкість до механічних впливів, практично ліквідує пилоутворення.

Крім того, перспективним є застосування процесу масляної агрегації при:

- гідравлічному транспортуванні вугілля (вирішення проблем зневоднення, збереження коксівності вугілля, радикального зменшення втрат тонких фракцій);

- приготуванні водовугільномасляних та вугільномасляних паливних суспензій;

- підготовці вугілля до зрідження (гідрогенізація);

- адгезійному збагаченні корисних копалин (зокрема золота).

Сьогодні СМА дістала промислове застосування при переробці відходів дрібних класів бітумінозного вугілля на двох підприємствах

північного сходу США. Тривалий час працювали установки у ФРН (процес "Оліфлок") та Росії (Губахінський КХЗ). Поглиблене дослідження процесу продовжується в Канаді, Австралії, Японії, Індії, Україні та інших країнах.

Перспективні спеціальні процеси збагачення

Поява нових спеціальних методів збагачення корисних копалин обумовлюється сьогодні рядом факторів: вичерпанням традиційних ресурсів корисних копалин, новими потребами науки і техніки, розширенням ноосфери, збільшенням номенклатури перероблюваної мінеральної сировини, виникненням у зв'язку з розвитком нашої технологічної цивілізації нових глобальних завдань - екологічних, стабільного розвитку тощо.

Одним з вирішальних факторів, які кардинально впливатимуть на подальші темпи технологічного розвитку, є вичерпання мінеральних ресурсів. За даними міжнародного аналітичного центру "Римський клуб", поклади алюмінієвих руд будуть вичерпані за наступні 55 років, хрому - за 154 роки, вугілля - за 150, міді - за 49, заліза - за 173, свинцю - за 64, нафти - за 50, природного газу - за 49 років. Причому термін вичерпання ресурсів обчислено виходячи з припущення, що протягом майбутніх десятиліть розвідані ресурси виростуть в 5 разів у порівнянні з сучасними даними. Тобто будуть розвідані нові поклади, відкриті нові родовища, але, незважаючи на це, час, коли вичерпаються запаси руд металів і паливно-енергетичних ресурсів, дуже близький - він співвимірний зміні 1-2 до 3-4 поколінь. Це примушує шукати нові об'єкти переробки для отримання життєво важливих для людства хімічних елементів та речовин.

Перш за все - це води Світового океану, корисні копалини його дна, поховані води і розсоли земних надр, а також сьогоднішні відходи переробки мінеральної сировини: терикони, хвостосховища, мулонакопичувачі, інші відвали тощо. Майже всі ці об'єкти, попри свою різноплановість, мають одну характерну особливість - дуже низький (у порівнянні з перероблюваними сьогодні рудами) вміст корисного компонента.

Для збагачення некондиційних забалансових руд і відходів широко застосовують спеціальні біотехнології бактеріального вилуговування. Саме для переробки таких матеріалів сьогодні, крім уже відомих, опрацьовуються і випробовуються в лабораторних, напівпромислових та промислових умовах сорбційні технології.

Сорбційні технології вилучення металів

У найбільшому в Греції Університеті Аристотеля розроблено новітні технології для вилучення металів з водних розчинів за схемою: сорбція йонів металів на носіях-сорбентах (частинках піриту, цеоліту, гематиту, карбонатах лужних металів, активованому вугіллі) - флотація навантажених сорбентів. Технологія може бути застосована для вилучення золота, рідкісних і рідкісноземельних металів з вод різних типів.

Активно розвивається сорбційна технологія збагачення золота - технологія "вугілля в пульпі" в якій сорбентом-носієм золота є активоване вугілля. Вилучення золота за цією технологією складає 7175%. При цьому вміст золота у вихідному продукті - близько 1-2 г/т.

Одержання надчистих концентратів

Сьогоднішні технології все більше потребують *надчистих* матеріалів, зокрема металів. Такі матеріали використовують у комп'ютерній техніці, електронних пристроях різного призначення. Їх одержання можливе за рахунок якісно нових технологій та апаратів. До них вже сьогодні можна зарахувати ряд *біофільтраційних технологій*, генерацію і використання *надпотужних електромагнітних полів (кріосепаратори)*, проведення завершальних стадій процесів переробки мінеральної сировини у вакуумі або в атмосфері інертних газів тощо.

Суміщені процеси

До спеціальних процесів збагачення слід зарахувати ціле сімейство так званих *суміщених процесів* - коли відомий процес, наприклад селективну флокуляцію, грануляцію тощо, реалізують в нових (нетрадиційних) апаратах, наприклад, суміщаючи їх з гідротранспортом матеріалу, перекачуванням через байпас тощо. Такі суміщені процеси (основані на новому, за патентною термінологією, несподіваному застосуванні відомого апарата пристрої) вже запатентовані в ряді країн, зокрема Україні, Японії, і чекають на "нішу" для свого застосування. Головна їх перевага - мінімальна собівартість.

Вже сьогодні здійснюють попереднє *збагачення корисної копалини безпосередньо на дні океану*, яке реалізують в комплексі з процесами добування руд і розсипів.

Унікально перспективним є розвиток суміщених процесів *підземного зрідження-збагачення вугілля*.

В Україні розроблено суміщений процес *«гідротранспорт-агломерація»* вугілля, який є єдиним технічним рішенням, що уможливило дальній (магістральний) гідравлічний транспорт коксівного вугілля практично без змін коксівних якостей вугілля.

Інші спеціальні процеси збагачення

Великі потенційні можливості, на нашу думку, в галузі збагачення як *спеціальні рішення* мають *нанотехнології*, застосування при грудкуванні *активованих тонких матеріалів* (ефект механохімічної активації).

Маловідомими на сьогодні є поодинокі спеціальні процеси збагачення, основані на *структурних змінах* компонентів корисної копалини. Найпоширеніший з них - випалювально-магнітне збагачення залізних руд, суть якого - перетворювання шляхом випалювання парамагнітних оксидів заліза у феромагнітні речовини - феромагнітні оксиди (магнетит, маггеміт), залізну губку, крицю. Крім того, до спеціальних процесів, які використовують структурні зміни, можна зарахувати новий процес *флокуляційної магнітної концентрації* (багаторазові цикли «магнітна флокуляція-руйнування флокул») НДГРІ, «Кривбаспроект» та

Криворізького технічного університету, структурно-поверхневу перебудову вугільної сировини перед збагаченням (ІнФОВ НАН України) та інші.

В цілому спостерігається тенденція на розширення сфери застосування спеціальних процесів збагачення корисних копалин, збільшення їх кількості, розширення фізичних і хімічних ефектів, які складають фундаментальну основу процесу.

3.10. Допоміжні процеси збагачення

Зневоднення. Загальні відомості про процеси зневоднення

Корисні копалини у більшості випадків збагачують у водному або у важкому середовищі, тому продукти збагачення містять воду в кількості від 30 до 90%. Для подальшої металургійної, хімічної переробки або транспортування таких продуктів вода з них повинна бути видалена одним з процесів зневоднення.

Зневодненням називають процес видалення води з корисної копалини або з продукту збагачення. Розрізняють процеси механічного і термічного зневоднення. До *механічного зневоднення* відносять: дренавання, центрифугування, згущення і фільтрування, спеціальні методи (зрив водної плівки тощо), до *термічного* - сушку.

На механізм процесів зневоднення вирішальним чином впливає енергія зв'язку рідини з матеріалом. Чим більша енергія зв'язку, тим важче відділити вологу від матеріалу. На цьому принципі базується **класифікація видів вологи у продуктах збагачення**:

- **гравітаційна** - заповнює проміжки між окремими частинками, утримується тільки силами взаємного притягнення молекул води і може вільно переміщуватись під дією сили ваги. Вміст гравітаційної вологи може в багато разів перевищувати вміст твердої речовини. При механічному зневодненні цей вид вологи видаляється найінтенсивніше;

- **гігроскопічна** - утримується на поверхні частинок у вигляді мономолекулярних плівок адсорбційними силами. Її вміст обумовлено рівновагою між пружністю парів води в навколишній атмосфері і даному матеріалі. Високу гігроскопічність має вугілля;

- **плівкова** - утримується на поверхні частинок силами молекулярного зчеплення у вигляді плівок (відносно гігроскопічних). Структурно складається з "тонких" (еквівалент гігроскопічної вологи) і "товстих" плівок. Вміст її обумовлюється ступенем змочування матеріалу водою. Ця волога, як і гігроскопічна, видаляється тільки термічною сушкою;

- **капілярна** - заповнює частково або повністю дрібніші проміжки між частинками і утримується в порах силами капілярного тиску; розрізняють капілярну *внутрішню* (в тілі зерен) і *зовнішню* (в капілярах між зернами) вологу;

- **хімічно зв'язана** - входить безпосередньо у кристалічні ґратки мінералів. Розрізняють воду конституційну і кристалізаційну. Конституційна вода входить у кристалічні ґратки мінералу у вигляді йонів OH^- , H^+ . Температура її виведення - близько 1300°C . Входить до складу тальку $\text{Mg}_3[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$, малахіту $\text{Cu}_2[\text{CO}_3](\text{OH})_2$, каолініту $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$ та ін. Вода кристалізаційна - вода, що міститься у кристалічних ґратках у вигляді молекул. Виділяється лише при високій температурі (близько $200-600^\circ\text{C}$). Ця вода характерна, напр., для гіпсу $\text{Ca}[\text{SO}_4]\cdot 2\text{H}_2\text{O}$, опалу $\text{SiO}_2\cdot n\text{H}_2\text{O}$, карналіту $\text{KMgCl}_3\cdot 6\text{H}_2\text{O}$ і багатьох інших мінералів.

Для умов застосування фізико-хімічних методів вологовидалення Ю.К.Гаркушиним, В.С.Білецьким та П.В.Сергєєвим запропонована така класифікація вологи у вугіллі (рис. 3.65). В основу класифікації покладено два принципи.

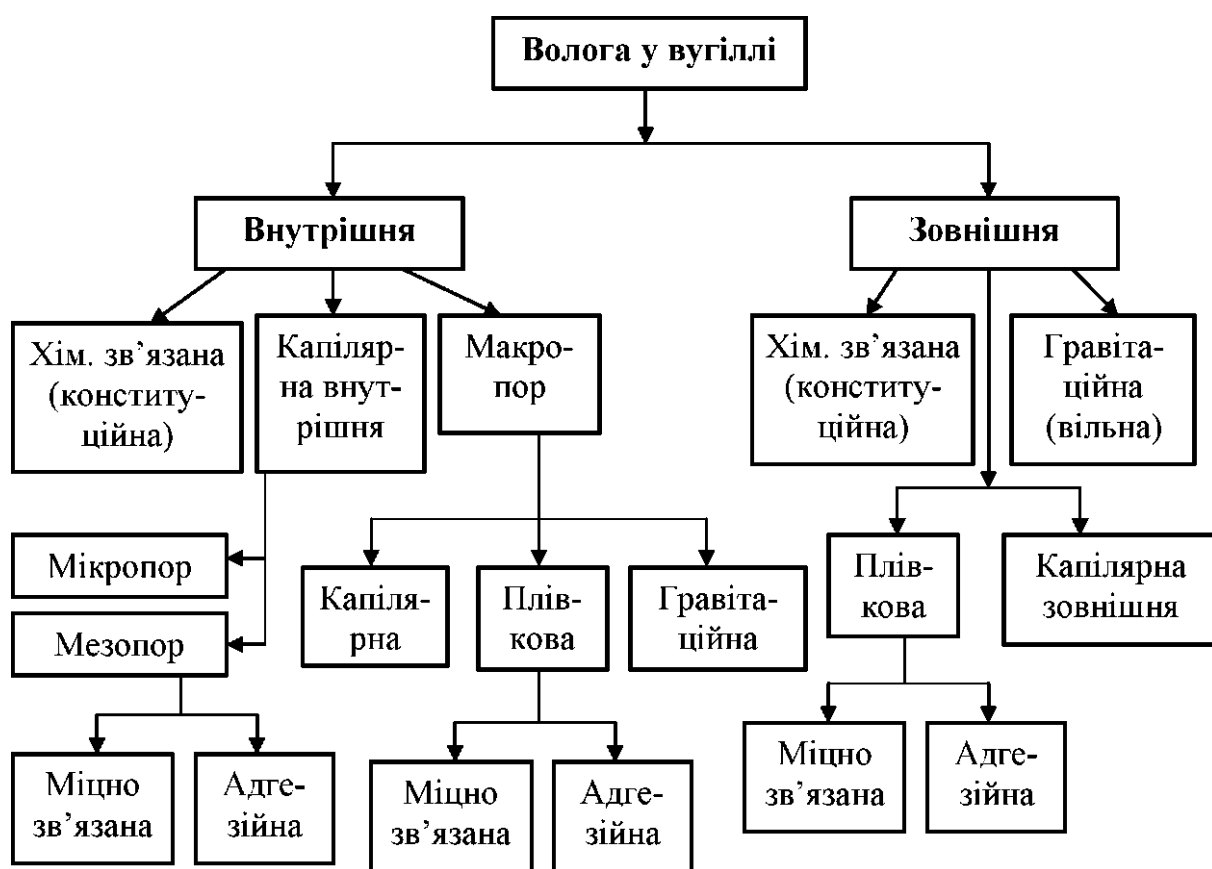


Рис. 3.65. Класифікація видів вологи на вугіллі для умов застосування фізико-хімічних методів вологовидалення

По-перше, розділення вологи за її місцезнаходженням: на зовнішній або внутрішній поверхні. Зовнішня волога в залежності від її близькості до твердої фази поділена на поверхневу хімічно пов'язану, плівкову, капілярну зовнішню і вільну (гравітаційну). Плівкова волога, в свою чергу, розділена на два шари - що безпосередньо примикає до твердої поверхні (міцно пов'язаний або граничний) і наступний за ним адгезійний. Внутрішня волога за цим

принципом ділиться на вологу в тілі частинки (хімічно пов'язана - конституційна) і в її пустотах (капілярна внутрішня і волога макропор). Капілярна в залежності від розміру пор поділяється на вологу мікро- і мезопор. У мезопорах за місцезнаходженням виділені два шари вологи: прилеглий до поверхні шар міцно пов'язаної вологи і наступний за ним адгезійний. У макропорах аналогічно із зовнішньою вологою виділені капілярна макропор, плівкова і гравітаційна волога.

По-друге, запропонована класифікація відображає енергію зв'язку окремих видів вологи з вугільною речовиною. Енергія зв'язку фаз, як відомо, є функцією відстані між ними. Найбільша енергія зв'язку характерна для конституційної вологи, далі в порядку убутання знаходяться: кристалізаційна, міцно пов'язана, адгезійна, капілярна, гравітаційна.

Застосований фізико-хімічний підхід до систематизації видів вологи вигідно відрізняється від відомих тим, що враховує, з одного боку, структурні особливості вугілля і водних плівок, а з іншою - енергію зв'язку "вугілля-рідина", а також виділяє з усієї сукупності ті види вологи, які, в принципі, можуть бути видалені механічним і фізико-хімічними методами, що впливають на поверхню розділу фаз. До них належать всі види зовнішньої вологи, за винятком конституційної, а також внутрішня волога макропор.

В окрему групу віднесена та волога вугілля, яка може бути видалена тільки шляхом термічного впливу (сушки). Це зовнішня і внутрішня конституційна, кристалізаційна волога і капілярна внутрішня (рис. 3.65).

Залежно від вмісту і виду вологи (води) розрізняють такі продукти збагачення:

- **пульпи (обводнені продукти)** - механічні суміші твердої речовини і рідини, що мають текучість. Пульпи містять більше 40 % усіх видів вологи;

- **мокрі** - містять усі види вологи, але загальний її вміст не перевищує 40 %. До таких продуктів відносять зливи млинів і класифікаторів, флотаційні концентрати і відходи і т.п. Вони можуть бути одержані після попереднього зневоднення обводнених продуктів;

- **вологі** - містять гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу. Загальний вміст вологи складає від 5 до 20 % . Такі продукти одержують звичайно після інтенсивного механічного зневоднення. При збереженні на повітрі ці продукти втрачають капілярну вологу внаслідок випару в навколишнє середовище;

- **повітряно-сухі** - містять тільки гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу, що утримується в порах часток. Загальний вміст вологи не перевищує 5 %. При збереженні на повітрі ці продукти не змінюють своєї маси;

- **сухі** - містять тільки хімічно зв'язану вологу. Такі продукти можна одержати тільки при глибокій термічній сушці.

Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу (крупності, гранулометричного складу, вологості, густини пульпи) і необхідних кондицій на готову продукцію. Звичайно кондиції за вологістю

не досягаються за одну операцію, тому процеси зневоднення здійснюються за декілька стадій і різними способами.

Дренування

Дренування - процес видалення гравітаційної вологи з обводнених і мокрих грудкових і крупнозернистих продуктів шляхом природного просочування рідини через шар матеріалу або перфоровану перегородку під дією сил ваги. Перегородкою, що використовується для дренування, може бути решето, сито, перфорований лист, шар щебню, піску, буличнику і т.п.

Дренування здійснюється на дренажних складах, зневоднювальних бункерах, елеваторах і грохотах.

Зневоднення на дренажних складах застосовується для матеріалів крупністю до 200 мм. Вода фільтрується по проміжках між зернами матеріалу.

Дренажний склад (рис. 3.66) являє собою залізобетонну споруду великої ємності. Підлога складу має нахил у напрямку дренажних каналів, що проходять по всій довжині складу. В ряді випадків підлога робиться з крупного буличнику (дренувальний шар) на підстилці з піску. Вода, що стікає при дренуванні, направляється у відстійники або в басейн - сховище відходів.

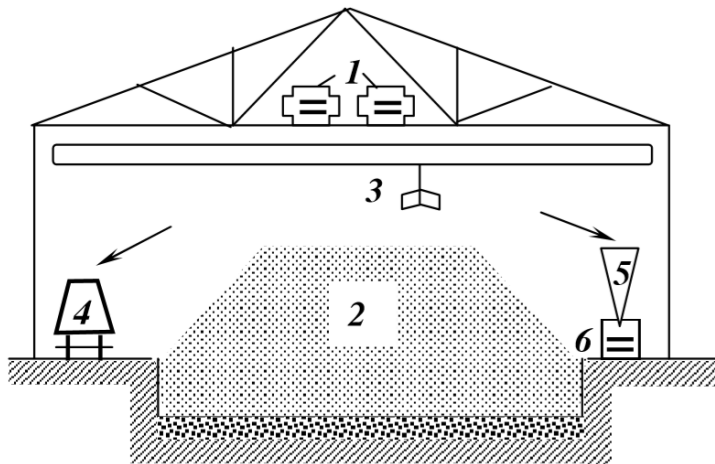


Рис. 3.66. Дренажний концентратний склад:

- 1 – завантажувальні конвеєри;
- 2 – штабель;
- 3 – грейферний кран;
- 4 – вагон;
- 5 – пересувний розвантажувальний конус;
- 6 – розвантажувальний конвеєр.

Для укладання вихідного матеріалу у штабелі і наступного завантаження зневодненого продукту у залізничні вагони склад обладнується грейферним краном. Ефективність зневоднення на дренажних складах залежить від крупності продукту, висоти штабелю, наявності дренувального шару, способу укладання і змочуваності матеріалу, а також від тривалості зневоднення. На дренажних складах матеріал звичайно витримують від 6 до 24 год. Вологість зневодненого продукту складає 9 -16 % при початковій вологості 20 - 30 %.

Зневоднення у бункерах застосовується для крупнозернистих продуктів, з яких попередньо видалена основна маса води на ситах, грохотах і елеваторах.

Зневоднювальні бункери (рис. 3.67) складаються з прямокутних чарунок 1, кожна з яких являє собою прямокутну ємність з пірамідальним днищем.

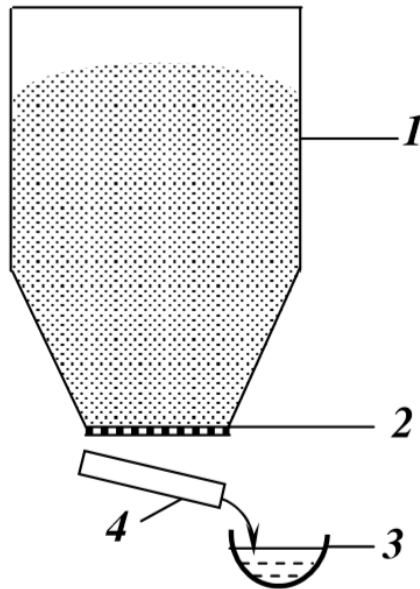


Рис. 3.67. Схема зневоднювального бункера:

- 1 – бункерна чарунка;
- 2 – перфорований шибер;
- 3 – лоток;
- 4 – піддон.

Вихідний отвір чарунки перекритий перфорованим шибером 2, під яким знаходяться нахилений піддон 4 і лоток 3 для відводу води.

Зневоднення в бункерах - процес циклічний. Вологий продукт завантажується у чарунку і залежно від крупності зневоднюється там протягом 4 - 20 год. Вода під дією сил ваги стікає у нижню частину чарунки, проходить через отвори перфорованого шибера і по похилому піддону надходить у лоток для відведення дренажних вод.

Ефективність зневоднення в бункерах залежить від властивостей вихідного продукту (крупність, змочуваність), висоти бункера, конструкції дренажного пристрою та інших факторів.

Зневоднювальні елеватори застосовують у першій стадії зневоднення грудкових і зернистих продуктів. Зневоднення матеріалу відбувається при транспортуванні його з класифікаторів, багер-зумпфів, відсаджувальних машин, шлюзів, шнекових сепараторів.

Зневоднювальний елеватор (рис. 3.68) складається з двох тягових ланцюгів 1 з прикріпленими до них перфорованими ковшами 2. При русі ланцюгів ковші біля нижньої зірочки елеватора зачерпують матеріал і транспортують його до верхньої зірочки. Передня стінка ковша - перфорована, а бокові суцільні. Процес зневоднення починається після того, як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення повинна бути не менше 4 м по

вертикалі. При русі ковшів вода проходить через отвори в їх стінках і стікає у кожух елеватора.

Зневоднювальні елеватори випускають двох типів: з розосередженим - ЕО і з зосередженим кріпленням ковшів - ЕОС. Для попередження стоку води з верхнього ковша у нижній елеватори з розосередженим кріпленням ковшів установлюють під кутом нахилу $60-70^\circ$, в елеваторах із зосередженим кріпленням ковшів, які встановлюють під кутом нахилу до 75° , передбачений піддон 3.

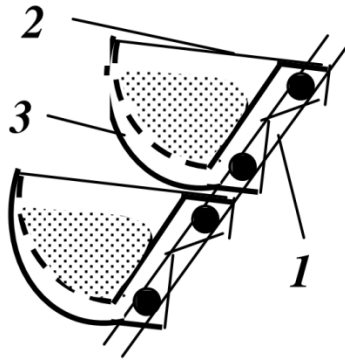


Рис. 3.68.Схема ковшової стрічки зневоднювального елеватора:
1 – тяговий ланцюг; 2 – ківш; 3 – піддон.

Ефективність зневоднення в елеваторах залежить від крупності продуктів, що зневоднюються, висоти зневоднювальної частини елеватора над рівнем води, швидкості переміщення ковшів і вмісту твердого у зливі. Кінцева вологість зневоднених продуктів складає від 10 до 25 %.

На *грохотах* (п. 2.5) зневоднюють матеріали різної крупності, а також шлами. Для цього використовуються грохоти різних конструкцій з рухомою і нерухомою поверхнею (ГІСЛ, ГК, СДО). Процес відділення води відбувається при проходженні матеріалу по сити. При цьому на рухомих грохотах матеріал безперервно струшується і розпушується, тому процес зневоднення на них проходить інтенсивніше, ніж на нерухомих. На зневоднювальних грохотах використовують щілинні сита з розміром щілин 0,25; 0,5; 0,75 і 1 мм. Розмір щілини сита вибирається залежно від крупності матеріалу, що зневоднюється. Процес зневоднення на грохотах можна розділити на два етапи. На першому етапі здійснюється попереднє зневоднення, що відбувається на 25-30 % просіюючої поверхні грохота (по довжині). При цьому тверда фаза осаджується на поверхні сита, а основна маса води видаляється через шар матеріалу і щілини сита. На другому етапі відбувається розпушування і згущення осаду, внаслідок чого розриваються капіляри і капілярна волога видаляється відносно легше. Позитивно на якісні показники процесу впливає ополіскування матеріалу, що переміщується по грохоту, чистою водою. При ополіскуванні вологість зневодненого продукту знижується на 1- 2 % за рахунок видалення з поверхні продукту дрібних мулистих частинок, які добре утримують вологу.

При зневодненні на грохотах кінцева вологість продукту складає від 7 до 20 % і залежить від його крупності і фізичних властивостей, довжини сит, розміру їх отворів та інтенсивності струшувань матеріалу.

Центрифугування

Центрифугування - процес зневоднення дрібних мокрих продуктів і розділення суспензій на рідку і тверду фази під дією відцентрових сил. Машини для здійснення таких операцій називаються центрифугами, які підрозділяються на фільтруючі, осаджувальні і комбіновані (осаджувально-фільтруючі).

Фільтруючі центрифуги застосовуються в другій стадії зневоднення вугільних концентратів і промпродуктів крупністю 0,5 - 13 мм після їхнього попереднього зневоднення на вібраційних, конічних і дугових грохотах або в багер-зумпфах та елеваторах. Фільтруючі центрифуги випускають з вібраційним (ФВВ), інерційним (ФВІ) і шнековим вивантаженням осаду (ФВШ). Для зневоднення тонкоподрібнених продуктів і шламів можуть застосовуватися **осаджувальні і осаджувально-фільтруючі центрифуги**.

Умовні позначки центрифуг наведені в табл. 3.12.

Таблиця 3.12. Умовні позначки центрифуг

Літерні позначки	Цифрові позначки
ФВВ - центрифуга фільтрувальна вертикальна вібраційна ФВІ - центрифуга фільтрувальна вертикальна інерційна ФВШ - центрифуга фільтрувальна вертикальна шнекова	D - діаметр ротора, см
ОГШ - центрифуга осаджувальна горизонтальна шнекова	D - діаметр ротора, мм

Вібраційні центрифуги застосовуються для зневоднення дрібного концентрату (промпродукту) з вмістом не більше 10 % класу 0-0,5 мм. Центрифуги цього типу найповніше відповідають технологічним вимогам: вміст твердого у фугаті складає в середньому 3 % (у шнекових центрифугах 4-5 %), подрібнення матеріалу, що зневоднюється, у 2-2,5 рази менше, ніж у шнекових. Для цих центрифуг характерний менший, порівняно з іншими типами центрифуг, знос фільтруючих сит. Однак вібраційні центрифуги в порівнянні зі шнековими мають меншу ефективність зневоднення і більш чутливі до коливань вологості матеріалу, що зневоднюється. При вмісті в продукті, що зневоднюється, класу 0-0,5 мм більше 15-20 %, а також у тих випадках, коли вібраційні центрифуги не забезпечують необхідної вологості зневодненого осаду, більш доцільна установка *шнекових фільтруючих центрифуг*.

Для зневоднення абразивних продуктів збагачення антрациту доцільно використовувати *центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду*, у яких забезпечується найменший час контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею. Схема інерційної центрифуги наведена на рис. 3.69.

Центрифуга складається з корпусу 1, конічного ротора 2, живильного пристрою 3, збірників 4 і 5 для фугату і осаду. Шків 7, що жорстко зв'язаний з ротором, одержує обертання від електродвигуна 6 через клинопасову передачу. Ротор, установлений на пружинних опорах 8, обертається навколо нерухомого вала 9. По живильному пристрою матеріал надходить на днище ротора. Під дією відцентрових сил матеріал відкидається на внутрішні стінки ротора. Осад переміщується по конічній поверхні ротора до верхньої кромки і розвантажується через неї. Рідка фаза проходить через шар осаду і перфоровані стінки ротора в збірник для фугату і виводиться з центрифуги.

Винесення твердого з фугатом фільтруючих центрифуг складає 1 - 3 %, а вологість осаду - 7 - 10 % .

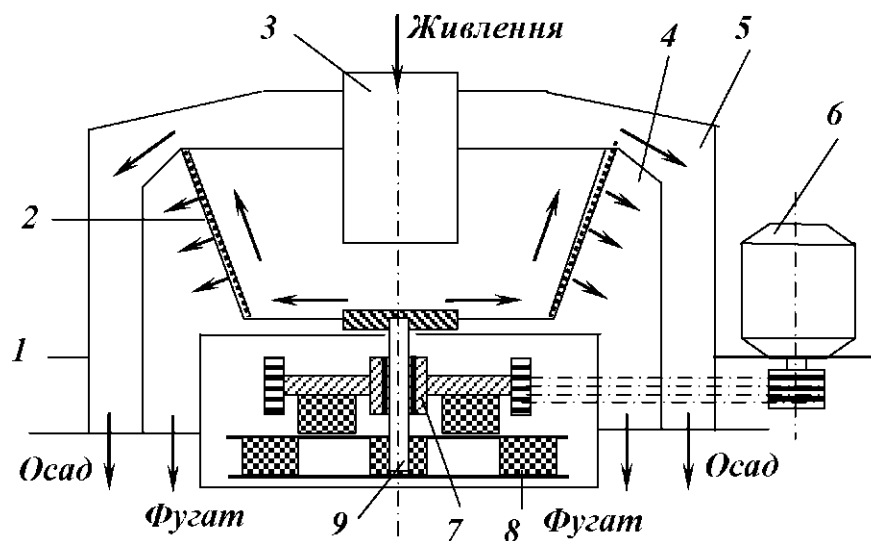


Рис. 3.69. Схема фільтруючої центрифуги з інерційним вивантаженням осаду:

- 1 - корпус; 2 - ротор; 3 - живильний пристрій; 4 - збірник фугату;
5 - збірник осаду; 6 - електродвигун; 7 - шків;
8 - пружинні опори; 9 - вал.

Центрифуги осаджувальні шнекові застосовуються для зневоднення тонких незбагачених шламів, флотаційних концентратів і, в окремих випадках, відходів флотації. Для зневоднення флотаційних концентратів, що важко фільтруються, і шламів застосовуються *осаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Осаджувальна центрифуга (рис. 3.70) складається з корпусу 1, у якому на підшипниках установлені шнек 2 і ротор 3. Обертальний рух шнека і ротора здійснюється від планетарно-диференціального редуктора 4, що забезпечує різну частоту їхнього обертання. Живлення в центрифугу подається по трубі 5. Процес розділення пульпи в осаджувальній центрифугі поділяють на три етапи: осадження частинок твердої фази, транспортування осаду, що утворився, спіралями шнека по ротору і зневоднення осаду після його виходу за межі рідини в конічній частині ротора.

Вихідна пульпа по живильній трубі 5 подається у внутрішню порожнину шнека 2, звідки через шість радіальних отворів 7 потрапляє на внутрішню поверхню ротора 3. Під дією відцентрової сили тверді частинки пульпи осідають на стінках ротора, зневоднюються і транспортуються спіралями шнека 2 до розвантажувальних отворів 8 і далі в камеру 9. Вода витискується з осаду, що згущується, стікає по спіральному каналу між витками шнека і видаляється в камеру 10 через чотири зливних вікна 6. Згущення осаду і його вологість залежать від гранулометричного складу твердої фази і вмісту в ній тонкодисперсних частинок.

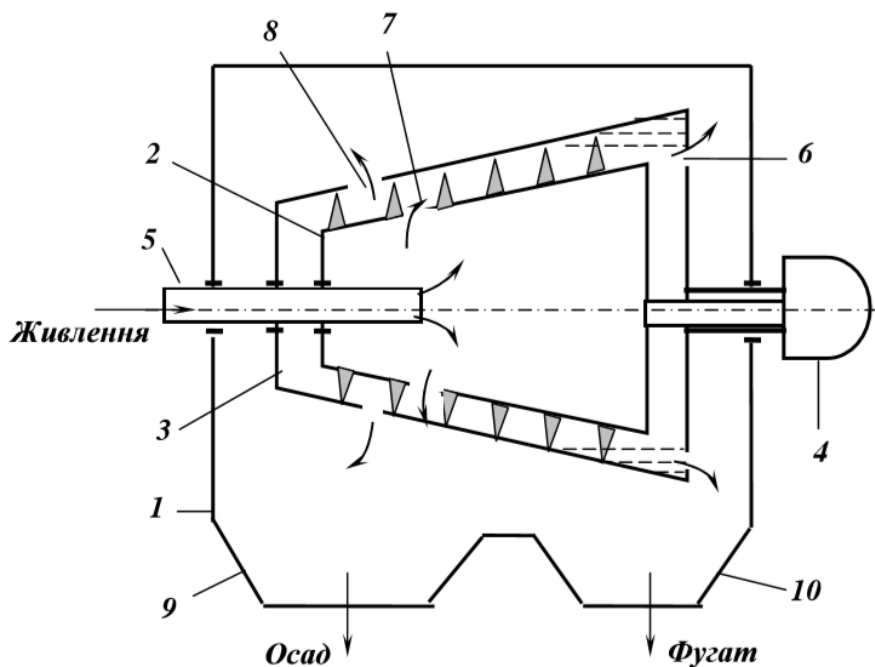


Рис. 3.70. Осаджувальна центрифуга:

- 1 - корпус; 2 - шнек; 3 - ротор; 4 - планетарно-диференціальний механізм; 5 - живильна труба; 6 - зливні вікна; 7 - радіальні отвори;
8 - розвантажувальні отвори; 9 - камера осаду; 10 - камера фугату.

Технологічні показники осаджувальних центрифуг при зневодненні такі: вологість осаду 20 - 35 %, вміст твердого у фугаті 25 - 35 %.

Продуктивність фільтруючих і осаджувальних центрифуг визначається за даними каталогів і довідників з урахуванням конкретних умов експлуатації.

Згущення

Згущенням називають процес виділення частини рідкої фази з обводнених тонкозернистих продуктів (пульп, суспензій) під дією сил тяжіння, відцентрових сил, магнітного поля з метою отримання згущеного продукту (осаду) і якомога чистішої рідкої фази (зливу). На збагачувальних фабриках згущення - операція підготовки шламів з метою надання їм

необхідної густини перед подальшою обробкою (збагаченням, зневодненням), а також отримання обігової води.

Процес згущення здійснюється в різних відстійниках, радіальних і циліндроконічних згущувачах, осаджувальних центрифугах і гідроциклонах.

Умовні позначки згущувачів наведені в табл. 3.13.

Таблиця 3.13. Умовні позначки згущувачів

Літерні позначки	Цифрові позначки
Ц - радіальний згущувач з центральним приводом	Б - діаметр згущувача, м
П- радіальний згущувач з периферійним приводом	
С - циліндроконічний згущувач	

При згущенні пульп у відстійниках, радіальних і циліндроконічних згущувачах осадження частинок відбувається під дією сили ваги, при згущенні в осаджувальних центрифугах і гідроциклонах - під дією відцентрових сил. Метою згущення є одержання кінцевого густого (згущеного) продукту і чистої рідкої фази (зливу).

У згущувачах гравітаційного типу при оптимальному заповненні і сталому режимі існує три зони (рис. 3.71).

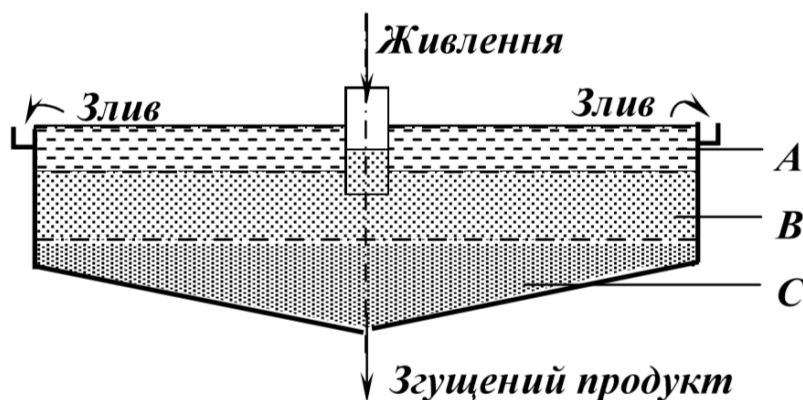


Рис. 3.71. Зони осадження пульпи в згущувачах:
А – зона проясненої рідини;
В – зона вихідної пульпи;
С – зона згущення.

У верхньому шарі створюється зона проясненої рідини А, де рух твердих частинок відбувається за законами вільного падіння у водному середовищі. Швидкість руху частинок у цій зоні залежить від їх розміру і густини.

У середній зоні В відбувається накопичення частинок, внаслідок чого створюються умови стисненого падіння. При цьому дрібні частинки затримують осадження крупних, швидкості їх падіння вирівнюються і частинки осаджуються зімкнутою масою.

Унизу знаходиться зона згущення осаду С. Тут вода витискується з осаду під тиском частинок, що знаходяться вище, і переміщується вгору. Вертикальна складова швидкості руху частинок стає практично рівною нулю, а густина осаду досягає максимуму.

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найпоширеніші радіальні згущувачі (рис. 3.72) з центральним і периферійним приводом діаметром від 2,5 до 100 м.

Згущувачі на збагачувальних фабриках призначені для згущення різних пульп, що містять тверді частинки малої крупності (шлами). Крім того, внаслідок згущення пульп здійснюється прояснення оборотної (обігової) води, що дозволяє зменшити забір свіжої води із зовнішніх джерел водопостачання і запобігти забрудненню рік та водойм.

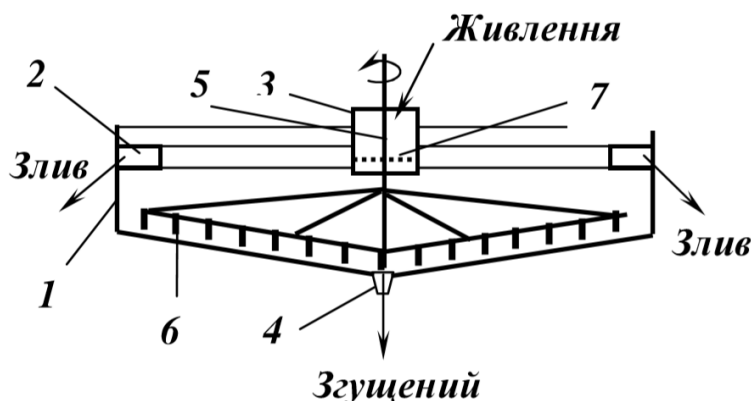
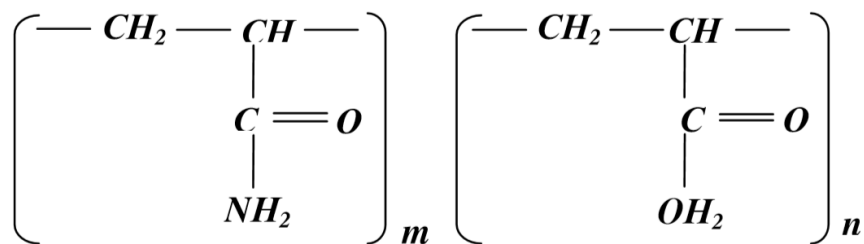


Рис. 3.72. Схема радіального згущувача з центральним приводом:
1 – чан; 2 – зливний жолоб;
3 – завантажувальна лійка;
4 – розвантажувальна лійка згущеного продукту;
5 – центральний вал;
6 – рама з гребками;
7 – сітка.

Радіальний згущувач складається з металевого (при малих діаметрах) або залізобетонного (при великих діаметрах) чана 1 з конічним днищем. Завантаження вихідної пульпи здійснюється через центральну завантажувальну лійку 3 з сіткою 7 для уловлювання випадкових крупних предметів. У центрі чана на підшипниках обертається вал 5, на якому закріплена рама 6 з гребками. Тверді частинки під дією сили власної ваги осаджуються на дно чана і гребками переміщуються до центра днища. В центрі конічного днища передбачена лійка 4, через яку розвантажуються згущений продукт. Прояснена вода переливається через зливний поріг у кільцевий жолоб 2 і далі у бак оборотної води.

Швидкість осадження частинок у згущувачах дуже мала, тому що розміри частинок в основному не перевищують 0,5 мм. Для інтенсифікації процесу згущення у пульпу додають спеціальні реагенти – коагулянти і флокулянти (вапно, луги, сірчану кислоту, крохмаль, алюмінат натрію, поліакриламід, поліоксиетилен та ін.). Реагенти сприяють злипанню дрібніших частинок у крупні агрегати, що швидко осаджуються.

Найбільше розповсюдження в практиці збагачення корисних копалин одержав поліакриламід (ПАА) – високомолекулярний водорозчинний полімер з такою структурною формулою:



При застосуванні флокулянтів питомі продуктивності згущувачів значно збільшуються, так при витраті 20 – 40 г/т флокулянтів (поліакриламід, поліоксиетилену, «Метасу», «Комети» і ін.) швидкість осадження твердої фази збільшується в 40 – 60 разів. Крім того, питоме навантаження і швидкість осадження залежать від вмісту твердого у вихідному і згущеному продуктах.

Навантаження на згущувачі розраховують за питомими продуктивностями:

$$P = Q / q, \text{ м}, \quad (3.51)$$

де E - необхідна площа згущення, м ; Q - продуктивність за твердим продуктом, що згущається, т/год; d - питома продуктивність згущувача, т/год-м².

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = (4F / \pi)^{0,5} \approx 1,13F^{0,5} \quad (3.52)$$

Відповідно до отриманого результату приймають стандартний згущувач з діаметром, близьким до розрахункового.

Для більш ефективного зневоднення відходів флотації вуглезбагачення на фільтр-пресах з подальшим складуванням їх разом з крупними відходами застосовують *циліндроконічні згущувачі*, які дозволяють одержати згущений продукт з вмістом твердого до 500 – 600 кг/м³ (в радіальних згущувачах тільки до 300 кг/м³). Циліндроконічні згущувачі являють собою металеву циліндроконічну ємність діаметром 10 м і висотою циліндричної частини 7 м, конічної - 12,5 м.

При використанні для згущення пульп *гідроциклонів* (п. 2.4) і *осаджувальних центрифуг* (п. 3.10) чистий злив, як правило, не виділяється. При установці гідроциклонів перед згущувачами злив гідроциклонів є живленням для радіальних згущувачів, а згущені продукти обох апаратів об'єднуються. В результаті виділення найбільш крупних класів у гідроциклоні умови роботи згущувача поліпшуються, а також зменшуються витрати флокулянту.

Ефективність процесу згущення залежить від мінерального і гранулометричного складу твердої фази, густини і форми частинок, вмісту твердого у вихідній пульпі і згущеному продукті, в'язкості, показника pH і

температури пульпи (п. 2.3.2), а також від конструктивних особливостей згущувальних апаратів.

Фільтрування

Фільтруванням називається операція зневоднення дрібнозернистих пульп, що базується на примусовому виділенні з них води через пористу перегородку. Тверді частинки, що затримуються перегородкою, називаються *кеком*, або *осадам*, а вода, що пройшла через перегородку, - *фільтратом*. Як фільтруючі перегородки використовують різні спеціальні тканини: бавовняні, вовняні, капронові, нейлонові та інші, а також металеві сітки з отворами 0,15 - 0,25 мм. Фільтрація, звичайно, - друга стадія зневоднення.

При фільтрації зневоднення твердої фази і видалення фільтрату здійснюється створенням перепаду тиску з обох боків фільтруючої поверхні. Залежно від способу створення перепаду тиску розрізняють *вакуум-фільтри* і *фільтр-преси*. В залежності від форми фільтруючої поверхні *вакуум-фільтри* підрозділяють на *барабанні* (з зовнішньою і внутрішньою фільтруючою поверхнею), *дискові* і *стрічкові*.

Умовні позначки фільтрів наведені в табл. 3.14.

Таблиця 3.14. Умовні позначки фільтрів

Літерні позначки	Цифрові позначки
ДУ - дисковий вакуум-фільтр БОУ - барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою поверхнею ВУ - барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою поверхнею	Б - діаметр робочого органу, м; Б - площа фільтрування, м ²
ЛОП - стрічковий вакуум-фільтр	и .и- 2 Б - площа фільтрування, м
ФКП - фільтр-прес камерний	Б - площа фільтрування, м

Процес фільтрування на вакуум-фільтрах (рис. 3.73) складається з ряду операцій, послідовність цих операцій така:

- в *зоні фільтрування I* фільтруюча поверхня занурена у ванну з пульпою і знаходиться під вакуумом. Під дією перепаду тиску фільтрат відсмоктується і видаляється з фільтра, а тверді частинки затримуються на фільтруючій поверхні;

- в *зоні просушування II* фільтруюча поверхня виходить з пульпи і фільтрат інтенсивно видаляється з осаду. Під дією перепаду тиску через осад просмоктується атмосферне повітря і витісняє останню вологу з пор;

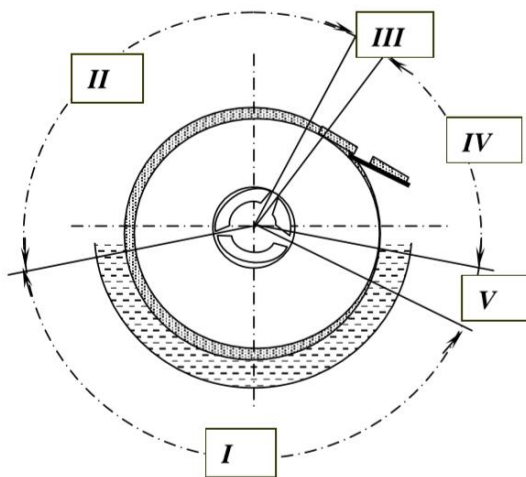


Рис. 3.73. Схема процесу фільтрування на вакуум-фільтрах:

I – зона фільтрування;
II – зона просушування;
III, V – «мертві» зони;
IV – зона віддувки.

- «мертва» зона III служить для розділення зон просушування і віддувки, а також для запобігання витіку стисненого повітря у зону просушування;

- в зоні IV під фільтруючу поверхню подається стиснене повітря і відбувається віддувка зневодненого осаду (кеку);

- «мертва» зона V розділяє зони віддувки і фільтрування і має те ж призначення, що і зона III.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм і вугільних - крупністю до 0,5 мм використовують *дискові вакуум- фільтри* (рис. 3.74). На дискових вакуум-фільтрах здійснюється фільтрування вугільних та багатьох рудних флотаційних концентратів.

Дисковий вакуум-фільтр складається з полого вала 1, розподільної головки 2, дисків 3 і ванни 4. Вал обертається в підшипниках, що встановлені у бокових стінках ванни. Усередині вал 1 порожнистий, а по периферії розташовані ізольовані один від одного канали 5. В каналах є отвори для підключення до них секторів, з яких складаються диски. Число отворів на валу відповідає числу секторів. Кількість дисків на валу може бути від 2 до 12.

Вихідна пульпа надходить між дисками у ванну. Фільтруюча поверхня створюється боковими стінками дисків. У зоні фільтрування сектори дисків через розподільну головку підключені до вакуум-насоса. Під дією вакууму вода проходить крізь отвори фільтрувальної тканини, і осад потрапляє через відповідні канали вала до розподільної головки і далі у ресивер. При виході з пульпи сектори потрапляють у зону просушування, де вода з осаду витісняється повітрям. У «мертвих» зонах здійснюється зміна вакууму на стиснене повітря, або навпаки. У зоні віддувки осад відділяється від фільтрувальної тканини стисненим повітрям і шкребками 6, а тканина також продувається повітрям і готується до наступного циклу фільтрування.

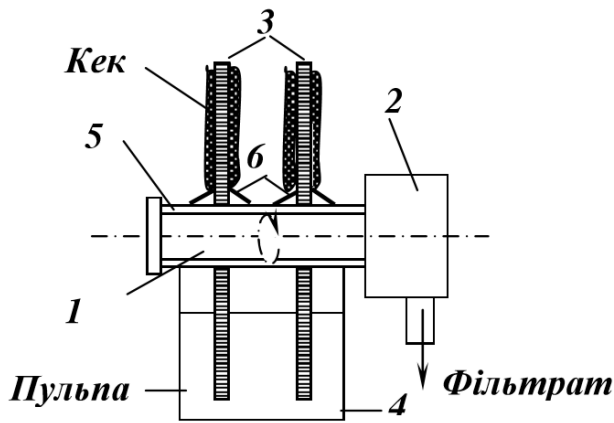


Рис. 3.74. Схема дискового вакуум-фільтра:

- 1 – порожнистий вал;
- 2 – розподільна головка;
- 3 – диски; 4 – ванна;
- 5 – канали; 6 – шкребки.

Дискові вакуум-фільтри в порівнянні з фільтрами інших конструкцій мають більшу продуктивність і меншу металоємність, зручніші в експлуатації і ремонті.

Барабанні вакуум-фільтри з зовнішньою фільтруючою поверхнею встановлюють у тих випадках, коли необхідно зниження вологості зневодненого матеріалу (кеку) на 2 - 3 % менше, ніж на дискових фільтрах, а також при надходженні на фільтр зернистого матеріалу, що не втримується на фільтруючій поверхні дисків.

Барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 3.75) складається з барабана 1, порожнистих цапф 2, розподільних головок 3, ванни 4. Вертикальна перегородка 5 ділить барабан на дві ізольовані одна від одної половини. Внутрішня порожнина барабана в радіальному напрямку розділена на секції, кожна з яких з'єднана трубами з розподільною головкою. Фільтруюча тканина на поверхні барабана закріплюється сталевим дротом. Процес фільтрування проходить в описаному порядку.

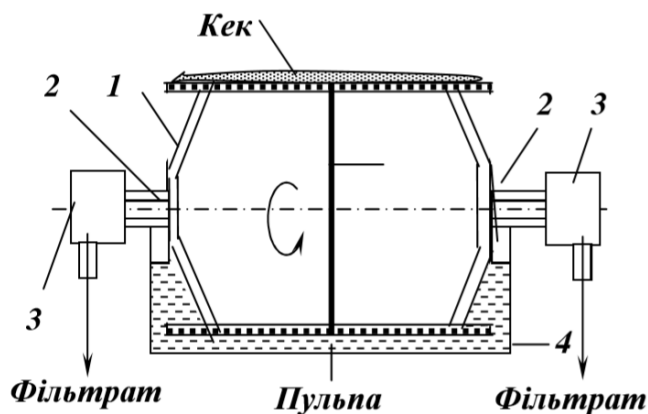


Рис.3.75. Схема барабанного вакуум-фільтра з зовнішньою фільтруючою поверхнею:

- 1 – барабан;
- 2 – порожністі цапфи;
- 3 – розподільні головки;
- 4 – ванна; 5 – перегородка.

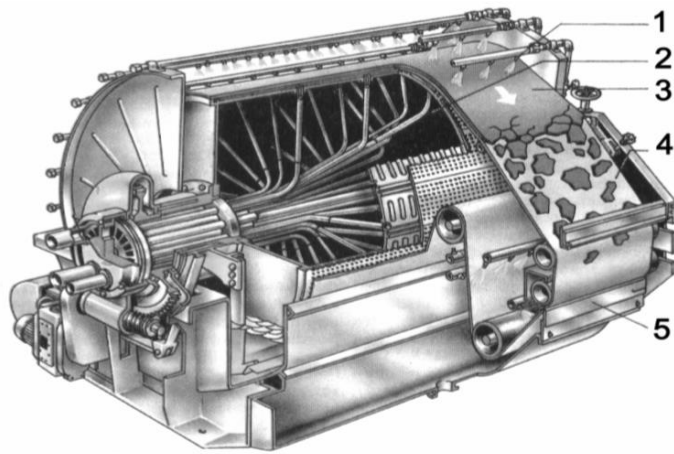


Рис. 3.76. Барабанний вакуум-фільтр у розрізі:

- 1 - промивна трубка;
- 2 - вакуум-труби;
- 3 - кек;
- 4 - фільтрувальне полотно;
- 5 - ніж для зрізування кеку

При фільтруванні зернистих рудних концентратів, які швидко осаджуються і містять не більше 60 -70 % класу $-0,074$ мм (наприклад, апатитові, фосфоритові концентрати), застосовуються *барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею*.

Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтруючою поверхнею (рис. 3.77) складається з суцільного барабана 1, що обертається на роликах 2.

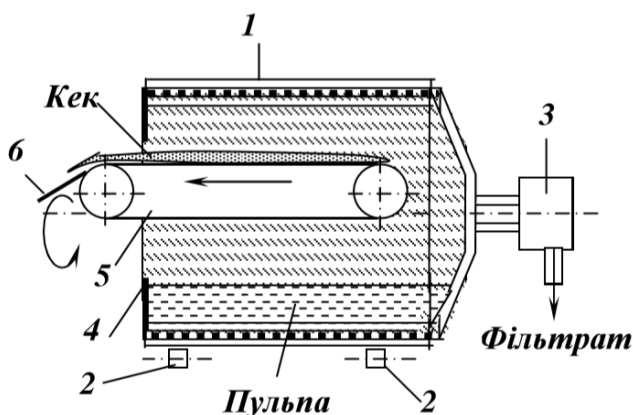


Рис. 3.77. Схема барабанного вакуум-фільтра з внутрішньою фільтруючою поверхнею:

- 1 – барабан; 2 – опорні ролики;
- 3 – розподільна головка;
- 4 – кільцевий поріг;
- 5 – стрічковий конвеєр;
- 6 – шкребок.

Середина барабана - циліндрична поверхня, обтягнута фільтруючою тканиною, яка прикріплюється до барабана планками. Між фільтруючою поверхнею і барабаном передбачені порожнини, що з'єднуються з розподільною головкою 3 трубами. Один кінець барабана підключений до розподільної головки, а другий - відкритий - має кільцевий поріг 4. Кек, що утворюється у процесі фільтрування під дією сил ваги, потрапляє на стрічковий конвеєр 5 і знімається зі стрічки шкребком 6.

Стрічкові вакуум-фільтри застосовують для фільтрування грубозернистих пульп (крупністю до 3 мм), частинки яких не утримуються на обертових поверхнях дискових і барабанних фільтрів (наприклад, при зневодненні згущених грубозернистих антрацитових шламів).

Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 3.78) складається з приводного 1 і натяжного 6 барабанів, вакуум-камери 2, гумо-тканинної стрічки 5, живильного лотка 4 і бортів 3. Фільтрувальна тканина закріплюється на гумо-

тканинній стрічці гумовими шнурами. У стрічці передбачені отвори, які з'єднують підтканинний простір стрічки з вікнами золотникової решітки вакуум-камери. Під робочою (верхньою) частиною стрічки розташована вакуумна камера, яка патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

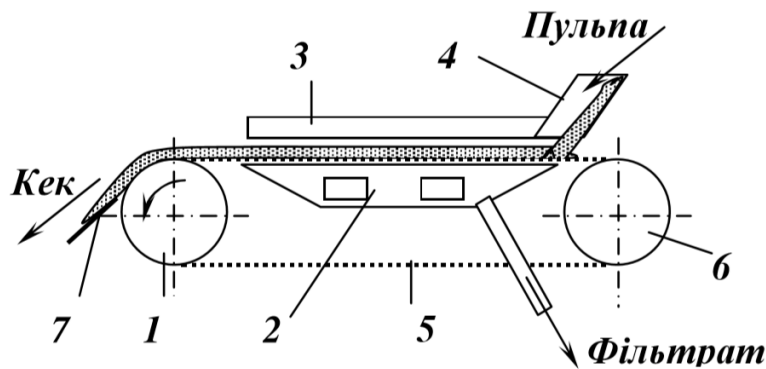


Рис. 3.78. Схема стрічкового вакуум-фільтра:

- 1 – привідний барабан;
- 2 – вакуумна камера; 3 – борти;
- 4 – живильний лоток; 5 – гумо-тканинна стрічка;
- 6 – натяжний барабан;
- 7 – шкребок.

Вихідний матеріал по живильному лотку прямує на поверхню фільтрувальної тканини. Під дією розрідження, викликаного вакуумом, вода протікає через фільтрувальну тканину і отвори в стрічці у вакуумну камеру. При русі стрічки над вакуумною камерою осад зневоднюється, сушиться і знімається зі стрічки при сході її з приводного барабана шкребок 7.

На рис. 3.79 показано стрічковий вакуум-фільтр у розрізі.

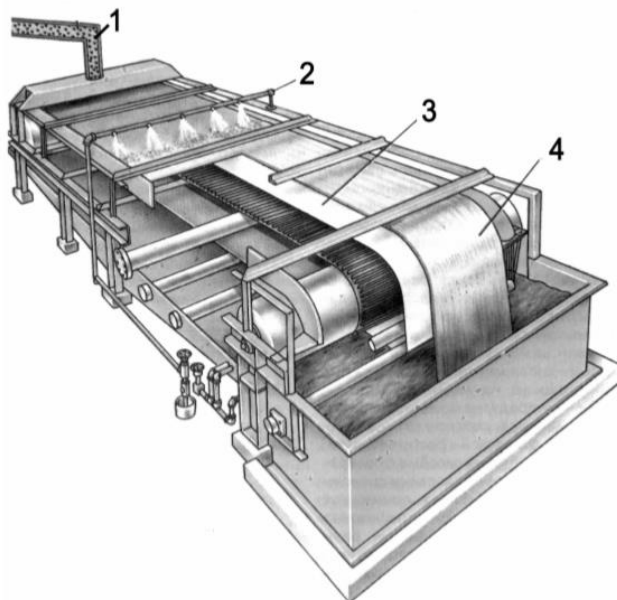


Рис. 3.79. Стрічковий вакуум-фільтр у розрізі:

- 1 – трубопровід для подачі пульпи;
- 2 - промивна трубка;
- 3 - фільтрувальне полотно;
- 4 - кек.

Фільтр-преси застосовують для фільтрування тонкозернистих шламистих пульп з незначним вмістом твердих частинок (наприклад, флотаційних відходів збагачення вугілля). Застосування фільтр-пресів для зневоднення флотаційних відходів вуглезбагачувальних фабрик дозволяє

вирішити проблему обігового водопостачання без використання зовнішніх шламових відстійників. Фільтр-преси дозволяють одержати відносно чистий фільтрат, який містить менше 1 кг/м^3 твердої фази, і зневоднений до транспортабельного стану осад, який складають разом з відходами гравітаційного відділення.

Фільтр-преси складаються з набору камер (рис. 3.80) і функціонують таким чином.

Фільтрувальна плита 1 перекривається перфорованим листом 2, який покритий фільтруючою тканиною 3. Між плитою і рамою 4 укладається гумова діафрагма 5. Фільтр-прес функціонує періодично. Повний цикл роботи фільтра складається з таких основних операцій. Пульпу (рис. 3.80 *а*) під тиском подають по каналу 6 в простір 7, який обмежений діафрагмою і фільтруючою тканиною. Частинки твердого утримуються на поверхні тканини, а фільтрат протікає скрізь шар осаду і тканину і видаляється по каналу 8. За визначеним часом подачу пульпи припиняють і в простір 9 між дном плити і діафрагмою під тиском подають воду (рис. 3.80 *б*). В результаті подачі води діафрагма розтягується і відбувається віджимання осаду (вода видавлюється з пор між частинками). Після віджиму осаду плити розсовують (рис. 3.80 *в*), включають привод, що переміщує фільтруючу тканину, і при огинанні тканиною направляючих роликів шкребками знімають осад. Після цього плити ущільнюють і цикл операцій фільтрування повторюється. Тривалість циклу фільтрування залежить від гранулометричного складу матеріалу і знаходиться в межах від 3 до 200 хв.

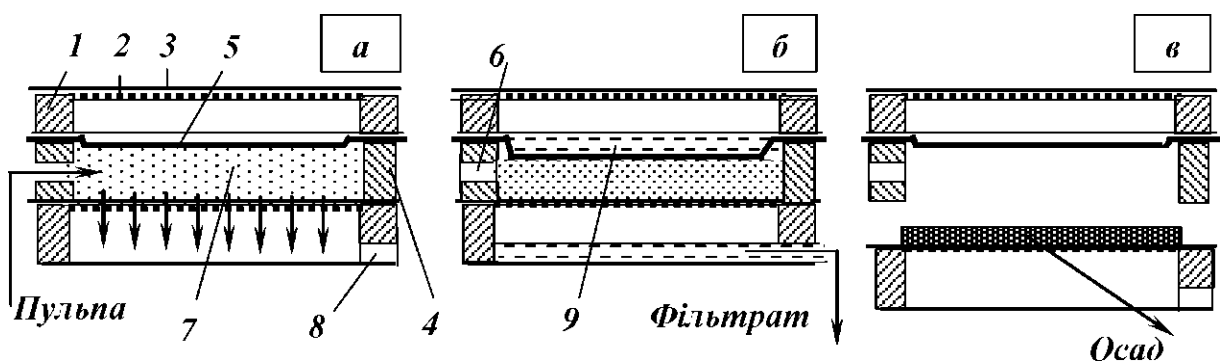


Рис. 3.80. Схема камери фільтр-преса в режимі фільтрування (*а*), віджимання (*б*) і вивантаження (*в*) осаду.

1 - фільтрувальна плита; 2 - перфорований лист; 3 - фільтруюча тканина;
4 - рама; 5 - діафрагма; 6, 8 - канали; 7, 9 - робочі простори.

На ефективність роботи фільтрів впливають такі фактори: вміст твердого у вихідній пульпі, крупність твердої фази, величини тисків по обидва боки фільтруючої перегородки, частота обертання робочого органу фільтра та ін. Залежно від цих факторів вологість осаду коливається від 10 до 25 %. Питома продуктивність фільтра і вологість осаду збільшуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і збільшенні швидкості руху

робочого органу (дисків, барабана, стрічки), і навпаки. Збільшення в живленні вмісту тонких класів (-0,05 мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму. Додаток флокулянту підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянту підвищується вологість кеку.

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = qF, \text{ т/год}, \quad (3.53)$$

де q - питома продуктивність фільтра, т/год-м²; F - площа фільтрування, м².

Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю кеку.

Сушка

Механічні способи зневоднення (згущення, фільтрування, центрифугування) не дозволяють довести вміст води в дрібних і тонких продуктах збагачення до кондиційних рівнів, тому кінцевою стадією зневоднення цих продуктів звичайно є сушка.

Термічною сушкою називається операція зневоднення вологих продуктів випаровуванням з них води у навколишнє повітряне середовище при їх нагріванні.

Для сушіння продуктів збагачення застосовуються головним чином барабанні сушарки, труби-сушарки і сушарки киплячого шару.

Умовні позначки сушарок наведені в табл. 3.15.

Таблиця 3.15. Умовні позначки сушарок

Літерні позначки	Цифрові позначки
СБ - сушарка барабанна	Б, Б - діаметр, довжина барабану, м
ТС - труба-сушарка	Б - діаметр труби, м
СКШ - сушарка киплячого шару	Г - площа решітки, м

Найчастіше на збагачувальних фабриках використовуються *барабанні сушарки* (рис. 3.81). Вони можуть бути застосовані для сушіння будь-яких матеріалів незалежно від їх крупності (до 250 - 300 мм) і початкової вологості.

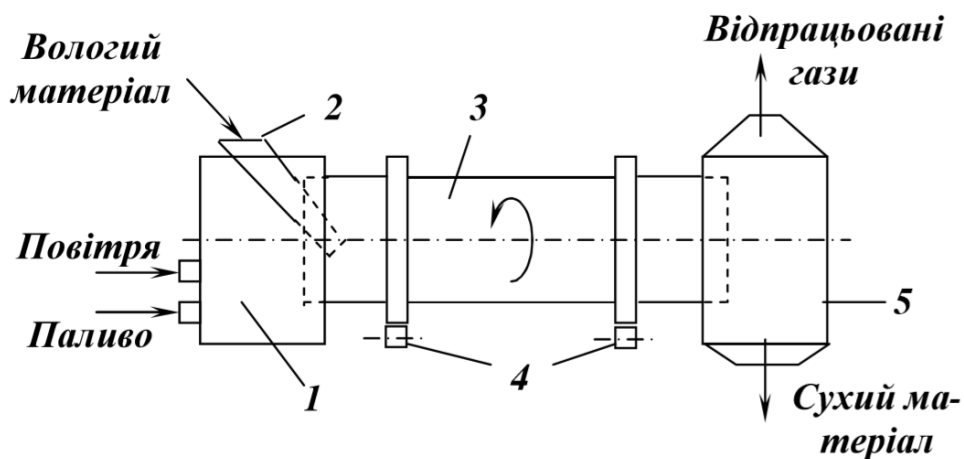


Рис. 3.81. Схема барабанної сушарки:
1- топка; 2 – завантажувальний лоток; 3 – барабан;
4 – котки; 5 – розвантажувальна камера.

Для сушіння матеріал по завантажувальному лотку 2 подається у обертальний барабан 3, що спирається на котки 4. Всередині барабана встановлюють різної форми насадки для кращого контакту матеріалу з гарячими газами. Гарячі димові газы надходять до барабана з топки 1 і рухаються в тому ж напрямку, що й матеріал. Переміщення матеріалу забезпечується обертанням барабана і його нахилом під кутом 3 - 5° до горизонту. Вологий матеріал при русі розпушується, перемішується насадками і висушується від зіткнення з гарячими газами і нагрітою внутрішньою поверхнею барабана. Сухий матеріал видається з барабана через розвантажувальну камеру 5. Відпрацьовані димові газы надходять у систему пиловловлення і після очищення викидаються в атмосферу.

Переваги барабанних сушарок: велика продуктивність, висока економічність у відношенні витрат тепла і електроенергії, надійність у роботі, простота конструкції і зручність в експлуатації. Недоліки сушарок: громіздкість конструкції, високі капітальні витрати, кришення (подрібнення) матеріалу при сушінні, тривалий контакт матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв.), забруднення продуктів золою з топки (0,2 - 0,7 %), налипання вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана.

Барабанні сушарки, як правило, використовуються на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

Труби-сушарки застосовують для сушіння дрібних (до 13 - 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найчастіше труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії і хімічної промисловості.

Труба-сушарка (рис. 3.82) складається з пристрою подачі гарячих газів 1, живильника 2, прямолінійної ділянки труби постійного перетину 3 і розвантажувальних апаратів 4.

Труби-сушарки мають діаметр 0,9 і 1,1 м при довжині 12 - 42 м. Через ці труби знизу вверх з пристрою 1 надходить гарячий газ, який захоплює частинки матеріалу, що подається у трубу-сушарку живильником 2.

Швидкість руху газів у трубі 3 повинна бути вище швидкості зависання найбільш крупних частинок матеріалу. Поток гарячих газів матеріал сушиться і транспортується у циклон 4 (або інший апарат), де він осаджується і розвантажується на конвеєр. Крупні частинки, що не можуть бути захоплені газовим потоком (провал), осаджуються у нижній ділянці труби і за допомогою шнекових затворів періодично розвантажуються на конвеєр.

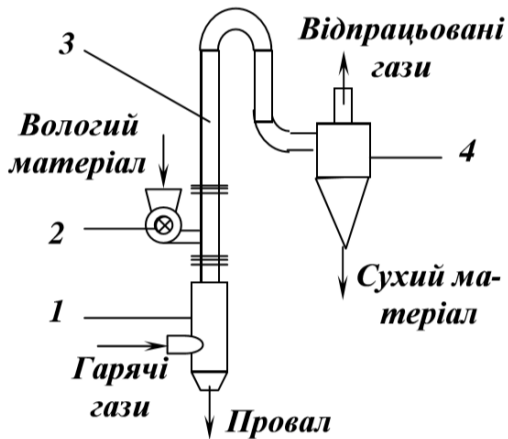


Рис. 3.82. Схема труби-сушарки.
1 – пристрій подачі гарячих газів;
2 – живильник;
3 – вертикальна ділянка труби-сушарки;
4 – розвантажувальний апарат.

Труби-сушарки забезпечують здійснення процесу сушіння матеріалу у завислому стані і пневмотранспорт його до системи пиловловлення. У трубах-сушарках відбувається інтенсивна передача тепла від газів до завислих частинок - період контакту складає 5 - 10 с, а напруженість по волозі, що випаровується, у 8 - 10 разів більша, ніж у барабанних сушарках. Переваги сушіння матеріалів у завислому стані - простота конструкції сушарки, порівняно невисокі капітальні витрати і велика швидкість сушіння. Однак цей процес характеризується великим винесенням пилу і підвищеною витратою електроенергії.

Сушарки киплячого шару на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено. Цей процес може бути використаний для порівняно дрібнозернистої сировини (вугілля, руди) рівномірної крупності.

Сушарка киплячого шару (рис. 3.83) являє собою вертикальну шахту, що розділена по висоті горизонтальною решіткою 3 на дві камери: нижню 1 і верхню 2. Через нижню камеру, до якої примикає топка, у сушарку подаються гарячі гази. Верхня камера обладнана завантажувальним 4 і розвантажувальним 5 пристроями.

Сутність цього способу полягає в тому, що вихідний матеріал на розподільній решітці потоками газу приводиться у псевдозріджений стан. Швидкість потоку газу крізь решітку підбирається такою, щоб матеріал на решітці був у завислому «киплячому» стані. Висота киплячого шару складає 0,30-0,45 м. При проходженні димових газів крізь киплячий шар з поверхні частинок випаровується волога. Сухий матеріал розвантажується через патрубок, розташований над решіткою. Відпрацьовані гази разом з

випареною вологою після проходження через систему пиловловлювання викидаються в атмосферу.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання часу перебування матеріалу на решітці.

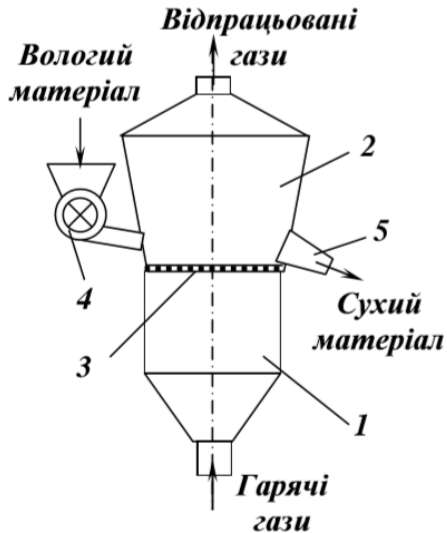


Рис. 3.83. Схема сушарки киплячого шару:

- 1 – нижня камера;
- 2 – верхня камера;
- 3 – решітка;
- 4 – завантажувальний пристрій;
- 5 – розвантажувальний пристрій.

Тривалість сушіння тут більша, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити глибше і рівномірніше сушіння матеріалу. Недоліком є значні витрати електроенергії, необхідні для створення високих тисків сушильного агента (2-6 кПа).

Інтенсифікувати процес сушіння і підвищити ефективність роботи сушильних апаратів можна підвищенням температур і швидкостей руху сушильного агента, а також максимальною герметизацією сушильних трактів з метою унеможливлення підсосів повітря.

Знепилення і пиловловлення

Промисловий пил

Промисловим пилом називаються дисперсні системи виробничого походження, що складаються з твердих частинок крупністю не більше 0,5 мм і створюють у повітрі стійку завісь.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках є дрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Пил потрапляє у повітря промислових приміщень при роботі механічного обладнання. Його характеристики залежать від властивостей перероблюваної сировини, її вологості, герметичності захисних кожухів обладнання і наявності надлишкового тиску під цими кожухами. Особливо сильне пилоутворення відбувається при дробленні і сухому подрібненні, грохоченні, пневматичному збагаченні, сухій магнітній сепарації, електросепарації, транспортуванні сухих продуктів по жолобах і трубах, у пунктах перевантаження сухих продуктів, при роботі сушильних апаратів і т.д. Вміст

пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу в одиниці об'єму і виражається у мг/м³.

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

- *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм легко осаджується під дією сили ваги і майже не міститься у повітрі робочих приміщень збагачувальних фабрик;
- *дрібний пил* з частинками розміром від 10 до 100 мкм створює у повітрі стійку зависть, при очищенні повітря вловлюється у відцентрових апаратах, рукавних фільтрах і мокрих пиловловлювачах;
- *тонкий пил* з частинками розміром від 0,1 до 10 мкм під дією сили ваги осаджується дуже повільно, у повітрі створює стійку зависть, вловлюється у фільтрах і мокрих пиловловлювачах;
- *дуже тонкий пил* з частинками розміром менш 0,1 мкм під дією сили ваги не осаджується, вловлюється у електрофільтрах і частково у мокрих пиловловлювачах.

Промисловий пил руйнує обладнання, знижує якість продукції, викликає професійні захворювання, погіршує санітарно-гігієнічні умови праці, утворює вибухонебезпечне і пожежонебезпечне середовище. Відповідними держстандартами встановлені певні ГДК пилу на робочих місцях. Наприклад, для *магнетиту* - 10 мг/м³, *вапняку* 6 мг/м³; *азбесту*, *азбоцементу* - 6 мг/м³; *тальку*, *слюди*, *мусковіту* - 4 мг/м³; *цементу*, *олівіну*, *апатиту*, *фосфориту* - 6 мг/м³. Багато видів пилу - вугільний, сірчаний, а також (в інших галузях промисловості) алюмінієвий, магнезійний, ацетатцелюлозний, борошняний, цукровий, та ін. - при відповідних концентраціях і при наявності джерела тепла займаються і вибухають. Вибухонебезпечність пилу залежить від характеру твердої речовини і крупності пилу, від концентрації пилу у повітрі, наявності вільного кисню, горючих газів та інших факторів. Найбільш вибухонебезпечним є сухий малозольний вугільний пил крупністю 70 - 100 мкм з високим виходом летких при вмісті пилу у повітрі 30 - 2000 г/м³. Вологий і високозольний (більше 60 %) вугільний пил вибухобезпечний.

Вплив пилу на здоров'я людей залежить від його дисперсності, фізико-хімічних властивостей і характеру дії на організм. За фізико-хімічними властивостями пил розділяють на токсичний і нейтральний. До першої групи відносять пил свинцевих, ртутних, миш'якових, радіоактивних та деяких інших руд. Цей пил має загальнотоксичну дію і при попаданні в організм руйнує його. При вдиханні повітря, забрудненого нейтральним пилом, він проникає у слизові тканини дихальних шляхів і викликає важкі хронічні захворювання: кварцовий пил - силікоз, вугільний - антракоз, азбестовий - азбестоз.

Зниження пилоутворення може бути досягнуто в результаті здійснення комплексу таких заходів:

- попереднє знепилення корисних копалин;

- усунення великих перепадів при транспортуванні корисних копалин;
- зволоження корисних копалин у допустимих межах;
- локалізація місць утворення пилу і відсмоктування з цих місць повітря;
- усунення місць підвищеного пилоутворення, а при їх наявності - ретельна ізоляція.

Знепиленням називається процес видалення пилу з корисної копалини або продуктів збагачення. Процес знепилення базується на класифікації, тому що при цьому з продукту виділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 - 0,5 мм.

Застосування знепилення обумовлене тим, що при збагаченні деяких корисних копалин пил знижує ефективність розділення, тому що рівномірно розподіляється між концентратом і відходами. Особливо небезпечним з точки зору пилоутворення є пневматичне збагачення. Використання знепилення дозволяє зменшити навантаження на збагачувальні і зневоднюючі машини і підвищити якість продуктів збагачення. Знепилення здійснюється або сухим способом - знепиленням, або мокрим - знешламленням.

Знепилення і пиловловлювання здійснюється в апаратах різної конструкції, ефективність роботи яких оцінюється показником ступеня пиловловлювання (знепилення) E , що виражається відношенням кількості вловленого пилу до його кількості у вихідному продукті:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \%, \quad (3.54)$$

де $\gamma_{вих}$ - вміст пилу у повітрі, що надходить на очищення, мг/м³; $\gamma_{оч}$ - вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м³.

Знепилення

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (на грохотах і повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і в гідроциклонах. Основна особливість знепилення на грохотах - використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках (рис. 3.84).

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах - знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається крізь шар рухомого матеріалу. При цьому повітряний потік захоплює дрібні частинки і відносить їх до системи пиловловлення. Крупні частинки, що випадають з повітряного потоку, направляються у збірник знепиленого продукту. Розрізняють *відцентрові, камерні, жалюзійні, вібраційні* та інші типи знепилювачів, але

найбільше застосування у практиці збагачення знайшли відцентрові знепилювачі.

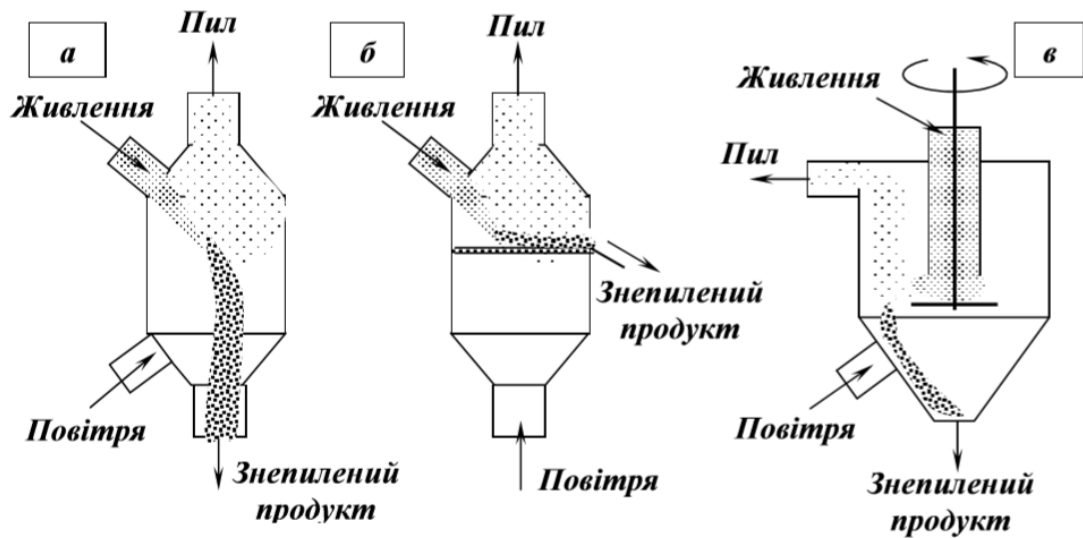


Рис. 3.84. Схеми знепилення у вертикальному (а), горизонтальному (б) і комбінованому (в) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

У відцентровий знепилювач (рис. 3.85) вихідний матеріал надходить через лійку 1 на диск 2, що обертається. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диска до стінок внутрішньої камери 3 і зсипається по жалюзі 4 у внутрішній конус 5. Тут матеріал пронизується висхідним повітряним потоком, що створюється вентилятором 6, змонтованим на валу 7 разом з диском 2. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, надходять на лопатки ротора вентилятора і відкидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери 8. Пилові частинки рухаються по спіралі вниз у конічну ділянку зовнішньої камери 9 до розвантажувального патрубку 10 і виводяться з апарата. Знепилений продукт зі знепилювача видаляється через конус 5 і патрубок 11. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі опускається вниз, проходить через жалюзі 4, повертається у камеру 3 і направляється крізь шар матеріалу у вентилятор 6. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і одночасно є ще й пиловловлювачем

Ефективність роботи відцентрового знепилювача залежить від швидкості руху повітряного потоку через внутрішню камеру - з її збільшенням підвищується вилучення пилу у пиловий продукт, але з ним можуть виноситися і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від вологості вихідного продукту: при вологості 5 % - ефективність знепилення складає 70 - 80 % , а при збільшенні вологості - знижується до 25 - 30 %. Крім того, важливою умовою ефективного знепилювача є його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

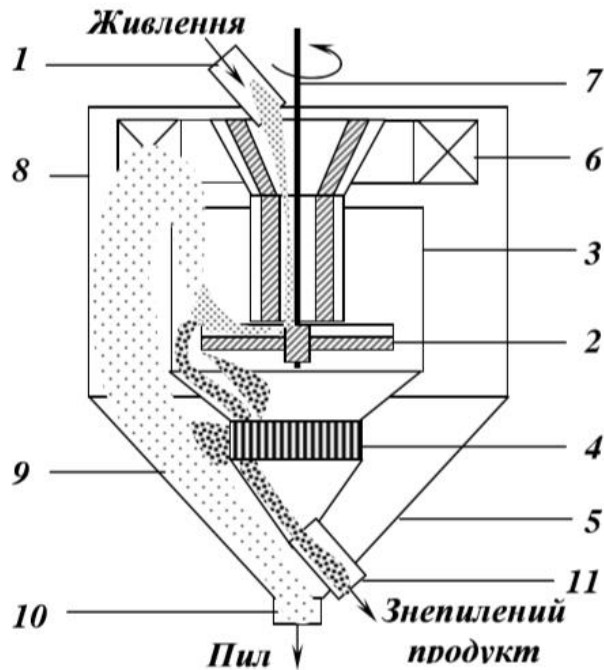


Рис. 3.85. Схема відцентрового знепилювача:

1 – завантажувальна лійка;
2 – диск; 3 – циліндрична ділянка внутрішньої камери;
4 – жалюзі;
5 – конічна ділянка внутрішньої камери;
6 – вентилятор; 7 – вал;
8 – циліндрична ділянка зовнішньої камери; 9 – конічна ділянка зовнішньої камери;
10, 11 – розвантажувальні патрубки.

Пиловловлення

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні та електричні способи пиловловлення. До механічних відносять способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і цінності самого пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Камерні пилоловлювачі (рис. 3.86) призначені для виділення крупного пилу (більше 100 мкм) з потоків запилених газів. Потік газу при попаданні в осаджувальну камеру, що має значно більшу площу поперечного перетину, різко знижує швидкість руху, і частинки пилу під дією сили ваги осаджуються у нижню ділянку камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

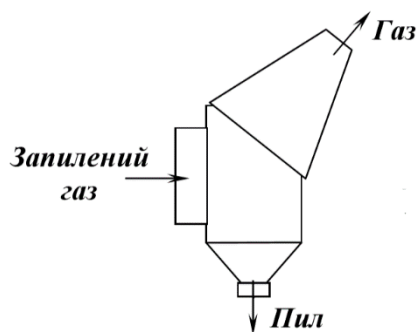


Рис. 3.86. Схема пилоосаджувальної камери.

Очищений від крупного пилу газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 - 60 %. Пиловловлюючі камери дуже громіздкі, тому застосовуються обмежено (наприклад, як розвантажувальні камери барабанних сушарок).

Циклони (рис. 3.87) належать до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для вловлення пилу крупністю більше 10 мкм. Принцип дії циклонів полягає в тому, що пилогазова суміш подається по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпусу і рухається по гвинтовій лінії зверху вниз.

Частинки пилу під дією відцентрових сил притискаються до внутрішніх стінок циклона і під дією газового потоку і сили ваги рухаються по спіралі униз, де розвантажуються через спеціальну насадку у конічній частині циклону. Очищене від пилу повітря видаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклона. Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 - 80 % .

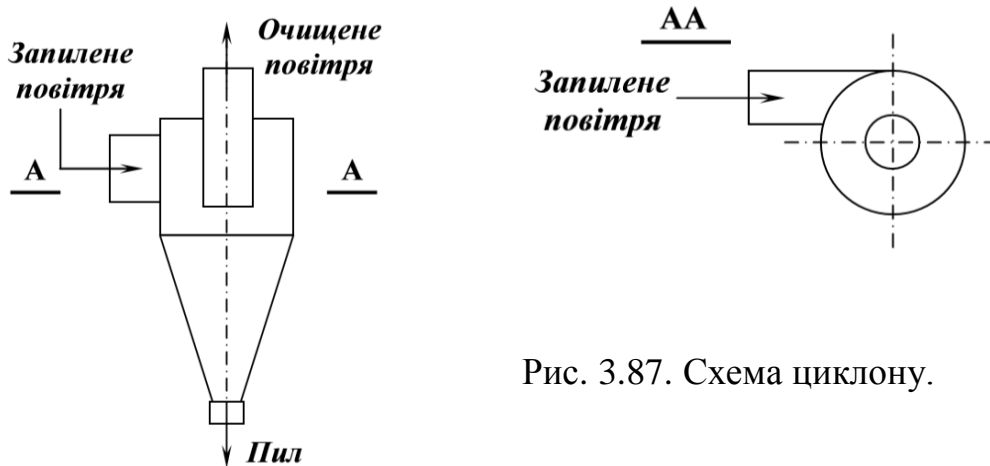


Рис. 3.87. Схема циклону.

Батарейні циклони призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм і являють собою агрегати, що складаються з окремих, невеликого розміру, циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони, різні за конструкцією, розмірами, способом підведення газу і т.д.

Мокрі пиловловлювачі призначені для очищення газів від пилу при пропусканні пилогазової суміші через шар води. Мокрий пиловловлювач (рис. 3.88) являє собою циліндроконічний резервуар 1 заповнений водою, через яку барботує запилене повітря, що подається по зануреній під шар

При проходженні крізь воду газ звільняється від пилу і видаляється через патрубок 3. Пил осаджується у воді і накопичується у конічній ділянці пиловловлювача, звідки він у вигляді шламу періодично випускається через патрубок 4. Мокрі пиловловлювачі вловлюють пил крупністю до 5 мкм з ефективністю до 98 % .

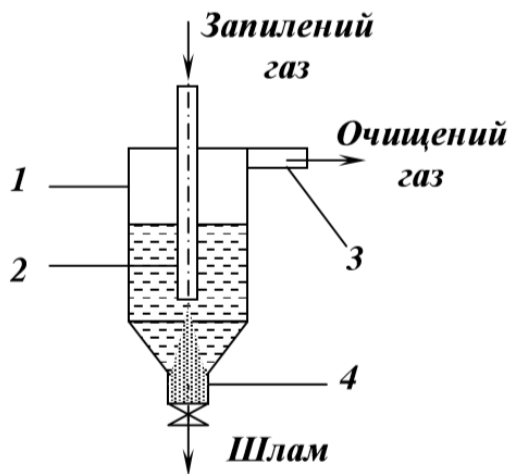


Рис. 3.88. Схема мокрого пиловловлювача:

- 1 – циліндроконічний резервуар;
- 2 – центральна труба;
- 3 – верхній патрубок;
- 4 – нижній патрубок.

Електрофільтри (рис. 3.89) призначені для вловлювання пилю крупністю до 0,1 мкм з повітря і газів різного хімічного складу, вологості і температури. Електрофільтри характеризуються великою продуктивністю і ефективністю вловлювання пилю до 99 %. Їх рекомендується застосовувати при необхідності ретельного очищення великого обсягу газів, що містять тонкодисперсний пил з токсичних або дорогоцінних речовин, а також для очищення повітря вентиляційних установок.

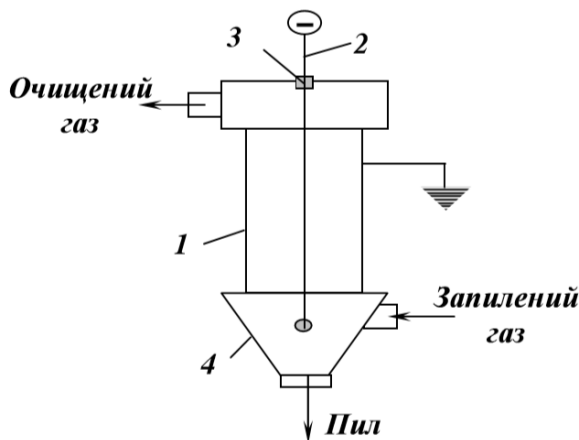


Рис. 3.89. Схема електрофільтра:

- 1 – осаджувальний електрод;
- 2 – коронуючий електрод;
- 3 – ізолятор;
- 4 – бункер.

За конструкцією електрофільтри аналогічні електричним сепараторам з коронуючими електродами. Осаджувальні електроди електрофільтрів виконуються у вигляді заземлених металевих вертикальних труб або пластин, а коронуючі - у вигляді металевих стержнів, що встановлюються всередині труб або між пластинами. Коронуючі електроди заряджуються негативним постійним струмом напругою до 60 кВ. Заземлені осаджувальні електроди індуктивно заряджуються позитивною електрикою.

Коронуючі і осаджувальні електроди монтуються в герметичній камері, через яку в проміжках між електродами знизу вгору проходить пилогазова суміш. Під впливом коронних розрядів частинки заряджуються негативно і

осаджуються на електродах. Пил періодично струшується з осаджувальних електродів у пиловий бункер, а очищений газ викидається в атмосферу.

Охорона навколишнього середовища

Вплив людини на природу

У процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що пов'язані з добуванням і збагаченням корисних копалин, є основою технічного прогресу. При добуванні корисних копалин людина проникає у надра землі і тим змінює навколишнє середовище, втручається у природні процеси, що відбуваються на землі. Сучасна техніка зробила людину такою могутньою, що природа в багатьох випадках поступається людині у здатності до зміни ландшафту і рельєфу поверхні. Кар'єри довжиною до 10 км і глибиною до 1000 м, «гори» породних відвалів, терикони біля шахт, басейни-сховища дрібних відходів площею в декілька квадратних кілометрів - все це результат людської діяльності.

Внаслідок гірничо-технічної діяльності в світі порушено не менше 15-20 млн га земель, з них 59% площі використано під різні гірничі виробки, 38% - під відвали пустої породи або відходи збагачення, 3% - місця осідання, провалів і ін. порушень поверхні, пов'язаних з підземними розробками. Обсяг відвалів порід, що утворилися, і виробничих відходів складає понад 2000 км³. Для отримання мінеральної сировини і палива людство вимушене використовувати дедалі глибші шари земної кори (золоторудні шахти ПАР, наприклад, досягли позначок 3-4 км нижче земної поверхні; амплітуда висот між дном найглибших кар'єрів і поверхнею найвищих відвалів перевищує 1100 м).

Внаслідок переміщення великих обсягів гірничої маси погіршується режим ґрунтових і підземних вод, змінюється поверхневий водостік і структура ґрунту, інтенсифікується ерозійна робота води і вітру, що в деяких випадках спричиняє зміну клімату в районі ведення гірничих робіт. Гірничодобувні роботи супроводжуються штучним водозниженням. Тільки при видобутку вугілля з шахт і розрізів відкачується близько 15 км³ води на рік. Скидання стічних вод, що відкачуються, веде до забруднення поверхневих водних об'єктів різними солями, нафтопродуктами і важкими металами. Зсуви гірських порід на територіях, що підробляються, осідання поверхні, розсіювання породи з відвалів негативно впливають на стан земельних ресурсів. При вуглезбагачувальних фабриках України знаходиться 35 мулонакопичувачів загальним об'ємом 129 млн. м³, які займають площу 180 га і містять 114 млн т. шламів, переважно відходів флотації зольністю від 45 до 75%. Значні надходження забруднюючих речовин відбуваються в зонах комунікацій і транспортних вузлів (90 т пилу на 1 км залізничного полотна на рік). При експлуатації нафтопроводів та продуктопроводів найбільшої шкоди навколишньому середовищу завдають аварійні витіки нафти, суспензій тощо.

Одна з найгостріших екологічних проблем, зумовлених посиленням техногенного впливу на природне середовище, пов'язана зі станом атмосфери р н о г о повітря. Вона включає ряд аспектів. По - перше, охорона озонового шару необхідна у зв'язку із зростанням забруднення атмосфери фреонами, оксидами азоту і ін. До середини ХХІ ст. це може привести, за оцінками вчених, до зниження вмісту стратосферного озону на 15%. По-друге, зростання концентрації CO_2 , що відбувається в основному за рахунок згоряння викопного палива, зменшення площ лісів, виснаження гумусового шару і деградації ґрунтів. До середини ХХІ ст. очікується подвоєння концентрації газу, що мала місце перед початком НТР. У результаті "тепличного ефекту" до 30-х рр. ХХІ ст. може статися підвищення середньої температури приземного шару повітря на $3 \pm 1,5$ °С, причому максимальне потепління станеться в приполярних зонах, мінімальне - біля екватора. Очікується збільшення швидкості танення льодовиків і підняття рівня океану з темпом понад 0,5 см/рік. По-третє, кислотні опади стали істотними компонентами атмосфери. Вони випадають у країнах Європи, Північної Америки, а також у районах найбільших агломерацій Азії і Латинської Америки. Головна причина кислотних опадів - надходження сполук сірки і азоту в атмосферу при спаленні викопного палива в стаціонарних установках і двигунах транспорту. Кислотні опади завдають шкоди будівлям, пам'ятникам і металевим конструкціям, викликають дигресію і загибель лісів, знижують урожай багатьох сільськогосподарських культур, погіршують родючість ґрунтів, що мають кислу реакцію, і стан водних екосистем. У процесі сушіння продуктів збагачення, металургійної і хімічної переробки руд і концентратів утворюються димові гази, що містять тверді частинки, оксиди сірки, вуглецю, азоту, тому в атмосферу вони повинні випускатись тільки після очищення.

Проблема виснаження в о д н и х р е с у р с і в викликана зростанням споживання води промисловістю, сільським і комунальним господарствам, з одного боку, і забрудненням водних джерел - з іншого. Щорічно людством використовується в середньому до 6000 км води, з них у сільському господарстві близько 3400, промисловості 2200, на комунально-побутові потреби 400 км . Забруднення багатьох водних об'єктів суші (особливо в країнах Західної Європи і Північної Америки) і вод Світового океану досягло небезпечного рівня. Щорічно в океан потрапляє (млн т): 0,2-0,5 отрутохімікатів; 0,1 - хлорорганічних пестицидів; 5-11 - нафти і інших вуглеводнів; 10 - хімічних добрив; 6 - фосфорних сполук; 0,004 - ртуті; 0,2 - свинцю; 0,0005 - кадмію; 0,38 - міді; 0,44 - марганцю; 0,37 - цинку; 1000 - твердих відходів; 6,5-50 - твердого сміття; 6,4 - пластмас. У Північній Атлантиці нафтова плівка займає 2-3% площі. Найбільш забруднені нафтою Північне і Карибське моря, Персидська затока, а також прилеглі до Африки і Америки ділянки, де здійснюється її перевезення танкерним флотом.

Значна частка водних запасів нашої держави використовується для технічних потреб. Величезні об'єми водоспоживання висувають проблему

збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів у ряд найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до росту об'єму стічних вод і забруднення водойм. Крім того, на збагачувальних фабриках як реагенти застосовують ксантогенати, ціаніди, нафтопродукти та інші хімічні речовини. Складність і мінливість стічних вод збагачувальних фабрик, їх висока токсичність, переважний вміст розчинених речовин вимагають застосування хімічних, фізико-хімічних і біологічних методів очищення стоків.

Одна з головних екологічних проблем пов'язана з погіршенням стану земельних ресурсів. За історичний час внаслідок прискореної ерозії, дефляції і інших негативних процесів людство втратило майже 2 млрд га продуктивних земель. До утворення пустель схильна площа в 4,5 млрд га, на якій проживає близько 850 млн чол. Пустелі швидко розвиваються (до 5-7 млн га на рік) у тропічних районах Африки, Азії і Америки, а також в субтропіках Мексики. Швидкість зникнення лісів складає 6-20 млн га на рік.

Важлива для людства проблема - охорона геологічного середовища, тобто верхньої частини літосфери, яка розглядається як багатокomпонентна динамічна система, що перебуває під впливом інженерно-господарської діяльності людини і, в свою чергу, певною мірою визначає цю діяльність. Найголовніший компонент геологічного середовища - гірські породи, що містять поряд з твердими мінеральними і органічними компонентами газу, підземні води. Особливо великий негативний вплив на довкілля здійснюють техногенні катастрофи, найбільша з яких у XX ст. - на Чорнобильській атомній електростанції - сталася в Україні.

Під охороною навколишнього середовища розуміють сукупність державних, адміністративних, правових, економічних, політичних і суспільних заходів, спрямованих на раціональне використання, відтворення і збереження природних ресурсів землі.

Охорона навколишнього середовища здійснюється на рівні підприємств, населених пунктів, регіонів, держав і глобально - в масштабах всієї планети. Велика робота ведеться під егідою ООН, з ініціативи якої в 1972 р. створена постійно діюча Програма ООН по довкіллю (ЮНЕП). У рамках ООН природоохоронні проблеми вирішують також: Всесвітня метеорологічна організація (ВМО), Всесвітня організація охорони здоров'я (ВОЗ), Міжнародна морська організація (ММО), Міжнародне агентство з атомної енергії (МАГАТЕ), Міжнародна комісія з навколишнього середовища і розвитку (МКНСР), ЮНЕСКО та ін. Велику увагу проблемам охорони довкілля приділяють Організація економічної співпраці і розвитку (ОЕСР), Європейське економічне співтовариство (ЄЕС), Організація американських держав (ОАД), Ліга арабських країн з питань освіти, культури і наук (АЛЕКСО). Генеральна Асамблея ООН прийняла в 1982 р. Всесвітню хартію природи, яка є розвитком Стокгольмської декларації про довкілля (1972), і Всесвітню стратегію охорони природи, розроблену МСОП (1980). В останні десятиліття XX ст. під егідою ООН розроблена Концепція сталого

розвитку, яка передбачає глобальні (в просторі і часі) підходи до охорони навколишнього середовища. В Україні питання охорони довкілля перебувають у компетенції Міністерства екології і природних ресурсів.

Заходи щодо охорони навколишнього середовища

Один з найважливіших факторів зменшення забруднення навколишнього середовища - удосконалювання технології. Виробництво мусить бути безвідходним, а відходи - стати корисною сировиною для інших галузей промисловості. Безвідходна технологія переробки корисних копалин передбачає такі аспекти цієї проблеми:

- комплексне використання корисних копалин;
- переведення збагачувальних фабрик на безстічну технологію;
- утилізація відходів збагачення.

Комплексне використання корисних копалин - один з найважливіших напрямків розвитку гірничодобувної промисловості. Але вимоги до комплексного використання мінеральної сировини дуже складні, тому для їх вирішення необхідно застосовувати найбільш ефективні технологічні процеси. Рівень комплексного використання сировини може бути показником технічного розвитку галузі.

Використання оборотного водопостачання збагачувальних фабрик дозволяє скоротити споживання свіжої води. Повний перехід фабрик на оборотне водопостачання в значній мірі запобігає забрудненню навколишнього середовища.

Одна з проблем при збагаченні корисних копалин - раціональне використання відходів, складування яких пов'язане зі значними матеріальними витратами. Відходи можуть бути використані у промисловості будівельних матеріалів і добрив, керамічній і скляній. Разом з цим вміст корисних компонентів у відходах повинен бути мінімально можливим, тому що втрати у відходах стають безповоротними після їх використання в інших галузях промисловості. Важливе значення для охорони навколишнього середовища має раціональне розміщення джерел забруднення (винесення промислових підприємств з великих міст, розміщення промислових підприємств з урахуванням рози вітрів і топографії місцевості, створення санітарних зон навколо підприємств) і очищення стоків промислових підприємств від шкідливих домішок.

Очищення стічних вод

Збагачувальні фабрики споживають на технологічні потреби значні обсяги води - від 3 до 8 м³/т сировини. Збільшення збагачувальною фабрикою обсягу водоспоживання приводить до збільшення обсягу стічних вод. З метою зниження обсягів стічних вод збагачувальні фабрики повинні повністю перейти на оборотне водопостачання. Крім того, внаслідок посилення заходів щодо охорони водних ресурсів все актуальнішою стає проблема очищення стічних вод збагачувальних фабрик.

Склад стічних вод збагачувальних фабрик досить складний, він залежить від мінерального складу корисної копалини і застосованого методу збагачення. До стоків збагачувальних фабрик відносять флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів.

Флотаційні відходи рудних збагачувальних фабрик, в яких міститься 15 - 35 % твердого, складають 60 - 90 % усіх стічних вод збагачувальної фабрики. Звичайно флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів об'єднують і відкачують у басейн-сховище сумісно.

Стічні воді фабрик з магнітними і гравітаційними процесами забруднені в основному грубодисперсними домішками, що складаються з породних частинок різної крупності.

У стічних водах флотаційних фабрик містяться флотаційні реагенти - збирачі, спінювачі і модифікатори. Крім того, при збагаченні сульфідних руд поверхні мінералів окиснюються, тому в стоках містяться катіони кольорових металів і інші сполуки, що є результатом взаємодії реагентів з мінеральними поверхнями.

До основних забруднюючих речовин стічних вод збагачувальних фабрик належать:

- *грубодисперсні домішки* - відходи фабрик з флотаційними і гравітаційними процесами і з мокрою магнітною сепарацією. Згідно з Правилами охорони поверхневих вод від забруднення концентрація шкідливих речовин не повинна перевищувати 0,25 мг/л для водойм господарсько-питного значення і 0,75 мг/л для водойм рибо господарського значення;

- *кислоти і луги*, що подають у технологічний процес як реагенти-регулятори. У всіх водоймах *pH* середовища повинен бути в межах 6,5 - 8,5;

- *йони кольорових і чорних металів*, концентрація яких визначається в основному мінеральним складом сировини;

- *ксантогенати і дітіофосфати*, які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і надають їй неприємного специфічного запаху;

- *сірчаній натрій*, що використовується на багатьох збагачувальних фабриках і має неприємний запах. Сульфідів у воді не повинно бути;

- *ціаніди* (високотоксичні реагенти), які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і при вилученні золота;

- *роданіди* (високотоксичні реагенти), що утворюються в стічних водах при взаємодії сульфідів з ціанідами;

- *флуориди*, які присутні в стічних водах при збагаченні барит-флюоритових та інших руд плавиковою кислотою і кремнефлуористим натрієм;

- *феноли і крезолі*, що застосовуються на фабриках як реагенти. Феноли і крезолі не токсичні, але мають дуже неприємний запах, особливо коли воду піддають хлоруванню. Гранично допустима концентрація фенолу - 0,001 мг/л;

- *нафтопродукти* - найбільш поширені реагенти при збагаченні вугілля, мідно-молібденових і молібденово-вольфрамових руд, а також інших корисних копалин. Нафтопродукти надають неприємного запаху і присмаку воді.

Сольовий склад стоків збагачувальних фабрик можна характеризувати підвищеним вмістом сульфатів, хлоридів і карбонатів. У Правилах охорони поверхневих вод від забруднення стічними водами вказано, що концентрація солей у воді водойм не повинна перевищувати 1000 мг/л по сухому залишку.

Видалення грубодисперсних частинок здійснюють за одну або дві стадії: за першу - відділяють на решітках і ситах найбільш крупні частинки, за другу (або одну стадію) - відстоюванням у полі сил тяжіння і відцентрових сил видаляють тонкі частинки. Для збільшення швидкості осадження тонких частинок в стічні води додають коагулянти і флокулянти.

До хімічних методів очищення стоків відносять нейтралізацію і окиснення різних мінеральних сполук.

У стічних водах збагачувальних фабрик можуть бути присутніми мінеральні кислоти. Частіше в них присутня сірчана кислота, що додається у флотаційний процес як регулятор середовища. Основний реагент, що застосовується для нейтралізації кислих стічних вод, - гашене вапно. Обробка стічних вод вапном приводить також до осадження з них катіонів кольорових металів.

Обробка стічних вод реагентами, що містять хлор, дозволяє розкласти до нешкідливих речовин ксантогенати, дітіофосфати, ціаніди і роданіди.

Найскладніше завдання - очищення стоків від нафтопродуктів, концентрація яких у стічних водах збагачувальних фабрик близько 10 мг/л, а допускається 0,1-0,3 мг/л. Очищення стічних вод від нафтопродуктів здійснюється за складною схемою, яка передбачає вловлювання їх у нафтопастках, коагуляцію стоків сульфатом заліза і вапном, флотаційне очищення, фільтрування стічних вод крізь кварцові і сульфовугільні фільтри.

При наявності у стічних водах органічних речовин їх очищення виконують методами екстракції або адсорбції.

Адсорбцію застосовують для очищення стічних вод при концентрації органічних сполук менше 1 г/л. Звичайно адсорбенти - активоване вугілля, активований антрацит, коксовий і шлаковий дріб'язок - використовують у вигляді зерен неправильної форми розміром від 1,5 до 5 мм. При очищенні стічних вод їх пропускають через шар адсорбенту. Після насичення адсорбенту поглиненою речовиною його направляють на регенерацію, яка здійснюється екстракцією органічними розчинниками, відгоном водяною парою і випарюванням у струмені інертного газоподібного теплоносія.

Екстракція застосовується при концентрації органічних речовин у стічних водах понад 2 г/л. При подачі екстрагенту в стічні води він розчиняє органічні сполуки, що містяться там. Після розчинення органічних сполук їх концентрація в екстрагенті значно перевищує концентрацію в стічних водах. Надалі екстрагент виділяють із стічних вод, з нього вилучаються органічні

сполуки і він знову використовується для очищення стічних вод. При очищенні стічних вод як екстрагенти застосовують хлороформ, бензол, толуол та ін.

Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення

Землі, використовувані для складування відходів збагачення, займають значні площі і служать джерелом забруднення навколишнього середовища пилом і газами. Зменшення земельних площ, відчужуваних для складування відходів, досягається застосуванням різних схем обробки відходів збагачення.

Найпростішою є схема зі згущенням відходів флотації до вмісту твердого 700-800 кг/м³, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення в співвідношенні 1:4 (по масі). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 - 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивації.

Різновидом розглянутої технології є схема, за якою до згущених відходів флотації для стабілізації суміші флотовідходів з крупною породою додають цемент (6 % від маси твердої фази у відходах).

Перспективною є технологічна схема, що передбачає послідовне зневоднення відходів флотації в циліндроконічних згущувачах і фільтр-пресах та складування їх разом з відходами гравітаційного відділення.

Маса відходів збагачення, що знаходяться у відвалах, становить десятки мільйонів тонн. Відвали минулих років (в основному терикони), які звичайно розташовані поблизу або всередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, що можуть бути використані під забудову.

Терикон утворюється з відвальної породи, доставленої з шахти або рудника на вершину конуса по рейках у вагонетках або скіпах. Терикони бувають: за обсягом (млн м³): великі (понад 2,5), середні (0,5-2,5) і малі (менше 0,5); за віком (років): молоді (до 10), зрілі (10-50), старі (понад 50); за технологічними параметрами: ті, що продовжують нарощуватися, і ті, утворення яких завершилося, такі, що горять, нагріваються або згаслі. Тільки біля вугільних шахт Донбасу відомо близько 700 териконів (у Донецьку - 89, Макіївці - 68). Частина з них - горілі, які використовуються як матеріал-наповнювач у будівельній промисловості, при будівництві доріг, дамб тощо. Частина донбаських териконів горить (через самозаймання органічної речовини) - при цьому температура речовини всередині териконів сягає 100-800° С. Матеріал териконів може бути сировиною для добування деяких металів, в тому числі й рідкісних.

Можливі такі технологічні рішення по приведенню площ, зайнятих відвалами, у первісний стан або під забудову:

- розробка відвалів з вивозом породи для використання її як закладний матеріал або для заповнення вільних ємностей у кар'єрах;
- гасіння відвальних мас і перетворення териконів у плоскі відвали, озеленення і використання їх як вільних територій, позбавлених зон шкідливого впливу;
- планування породної маси на вільній площі або в межах відвалу;
- осушення, нанесення родючого ґрунтового шару й озеленення територій, зайнятих басейнами-сховищами;
- запобігання самозайманню, вапнування порід, нанесення глинистого шару 0,4-3 м завтовшки і родючого ґрунту, створення стійких біоценозів.

Опробування і контроль

Опробування корисних копалин і продуктів їх переробки є необхідною умовою контролю технологічного процесу при добуванні і збагаченні корисних копалин з метою вилучення корисних компонентів.

Цикл збагачення від надходження корисної копалини і до видачі готової продукції складається з багатьох зв'язаних між собою технологічних операцій, що виконуються у певній послідовності. Порушення режиму роботи одного з технологічних вузлів позначиться на ході всього процесу збагачення. Своєчасне виявлення порушення технологічного режиму здійснюється систематичним контролем основних показників роботи апаратів. Тому контроль виробництва на збагачувальних фабриках є одним з важливих заходів, що забезпечує ритмічність ходу технологічного процесу і одержання заданих показників збагачення.

Опробування корисних копалин і продуктів збагачення

Опробуванням називається комплекс операцій по відборі і обробці проб корисної копалини для вивчення її складу або інших показників і властивостей.

Опробування на збагачувальних фабриках полягає в періодичному відборі за певними правилами окремих порцій вихідного матеріалу і продуктів збагачення з метою контролю ефективності функціонування окремих апаратів і фабрики в цілому. Окремі порції того або іншого продукту, що відбираються за один прийом, називаються *точковими* пробами, або *порціями*. Проби, які складені з точкових проб продуктів, що надходять на переробку, або продуктів, що одержані за певний час, називаються *об'єднаними (спільними)*.

Пробою називається певна частина корисної копалини, що відібрана за прийнятими правилами від спільної її маси, достатня для даного виду випробовувань і відбиває з певною точністю властивості корисної копалини.

За напрямком дослідження розрізняють проби мінералогічні, хімічні та технологічні. За місцем відбору - пластові, експлуатаційні та товарні. В залежності від призначення товарні проби підрозділяють на розрахункові,

арбітражні та контрольні. В процесі відбору та підготовки виділяють такі проби: первинні, лабораторні, аналітичні.

Об'єднана проба залежно від характеру продукту, що опробується, і завдання опробування може призначатись для хімічного, мінералогічного, гранулометричного, фракційного, магнітного аналізів, визначення вологості продукту, густини пульпи і т.д.

Головна вимога до проби її репрезентативність (представниць- кість), тобто надійне (з достатнім ступенем точності) відображення параметрів та властивостей всієї маси досліджуваного матеріалу. Репрезентативність об'єднаної проби залежить від її маси і числа часткових проб і забезпечується дотриманням встановлених правил та норм відбору, осереднення, змішування, скорочення проб, подрібнення та приготування проби до дослідження.

Необхідна точність опробування може бути досягнута за умови правильного відбору точкових проб і при визначеній мінімальній масі спільної проби. Мінімальна маса спільної проби залежить від крупності максимальних зерен продукту, що опробується, густини, вмісту і рівномірності вкраплення компонента, що контролюється. *Мінімальна маса спільної проби* визначається за емпіричною формулою:

$$Q_{\min} = kd^2, \text{ кг} \quad (3.55)$$

де Q_{\min} - мінімальна маса проби, кг; d - розмір максимального зерна в пробі, мм; k - коефіцієнт однорідності, що враховує рівномірність вкраплення і характер корисної копалини (табл. 3.16).

Таблиця 3.16. Значення коефіцієнта k

Категорія однорідності	Корисні копалини і концентрати				
	Кольорових і рідкісних металів	Золото-вмісні	Марганцеві	Залізні	Вугільні
Однорідні	0,10	0,20	0,10	0,025	0,05
Середньої однорідності	0,15	0,40	0,10	0,050	0,05
Неоднорідні	0,20	0,80	0,10	0,100	0,05

Залежно від того перебуває матеріал, що опробується, у спокої чи рухається, спосіб відбору проб може бути різним. Найточнішим методом відбору проб є *метод поперечних або поздовжніх перерізів*. Сутність методу *поперечних перерізів* полягає в тому, що періодично по всій ширині потоку через рівні проміжки часу пробовідбирачем відбирається точкова проба. Маса цієї проби пропорційна площі поперечного перерізу потоку. Спосіб *поздовжніх перерізів* відрізняється тим, що рухомий потік ніби розділяється на ряд паралельних стрічок, одна з яких або декілька відбираються в об'єднану пробу. Метод поздовжніх перерізів менш точний, тому що

внаслідок сегрегації окремі стрічки матеріалу можуть виявитися нерівноцінними. Потоки сухих і вологих матеріалів опробуються обома методами, але перевагу віддають методу поперечних перерізів як більш точному. Відбір проб звичайно здійснюється при розвантаженні матеріалу з конвеєра або з конвеєрної стрічки. При опробуванні сухих і вологих матеріалів застосовують ковшові, скреперні і маятникові пробовідбирачі.

Відбір проб з потоку пульпи виконується тільки методом поперечних перерізів за допомогою щілинних пробовідбирачів.

Умовні позначки пробовідбирачів наведені в табл. 3.17.

Пробовідбирачі ковшові (рис. 3.90) призначені для відбору проб сипучих матеріалів крупністю до 150 - 300 мм в місцях їх перепадів.

Пробовідбирач являє собою ланцюговий ковшовий конвеєр 1. На дві пари коліс-зірочок надіті замкнені ланцюги, до яких прикріплені один або два ковші-відсікачі 2. Відбір порції відбувається в момент перетинання потоку матеріалу ковшем, що рухається на верхній гілці пробовідбирача. При огинанні зірочки порція вивантажується у збірник 3. Розміри ковша повинні забезпечити перетинання усього потоку матеріалу і вмістити усю масу відібраної порції.

Ковшові пробовідбирачі можуть функціонувати як в автоматичному режимі, так і на ручному управлінні.

Таблиця 3.17. Умовні позначки пробовідбирачів

Літерні позначки	Цифрові позначки
ПК - пробовідбирач ковшовий	П - число ковшів,
ПС - пробовідбирач скреперний	L - довжина ковша, м
ПМ - пробовідбирач маятниковий	П - число робочих тактів,
	В - ширина стрічки конвеєра, м
ПЩ - пробовідбирач щілинний	D - діаметр пульповоду, м

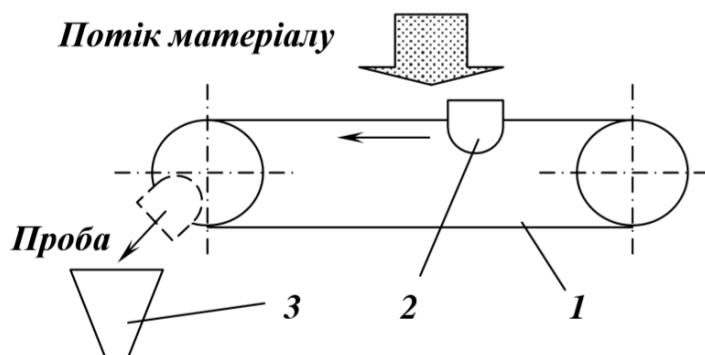


Рис. 3.90. Схема ковшового пробовідбирача:

- 1 – ланцюговий конвеєр;
- 2 – ківш;
- 3 – збірник проб.

Скреперні пробовідбирачі (рис. 3.91) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 300 мм і вологістю до 14 % безпосередньо зі стрічкових конвеєрів

Пробовідбирач встановлюється над робочою гілкою горизонтального або похилого стрічкового конвеєра 3. Частина стрічки конвеєра, де встановлено скреперний пробовідбирач, повинна бути плоскою. Відсікач проб являє собою відкритий спереду і знизу скрепер 2 з напівкруглою задньою стінкою. Скрепер закріплений на нижній гілці короткого ланцюгового конвеєра 1. Для повного зняття стрічки матеріалу (порції) з конвеєра на нижній кромці скрепера закріплена прогумована смуга. При русі по замкненому контуру скрепер опускається на стрічку конвеєра, ковзає по ній смугою і згрібає шар матеріалу до збірника.

Скреперні пробовідбирачі можуть функціонувати як в автоматичному режимі, так і на ручному управлінні.

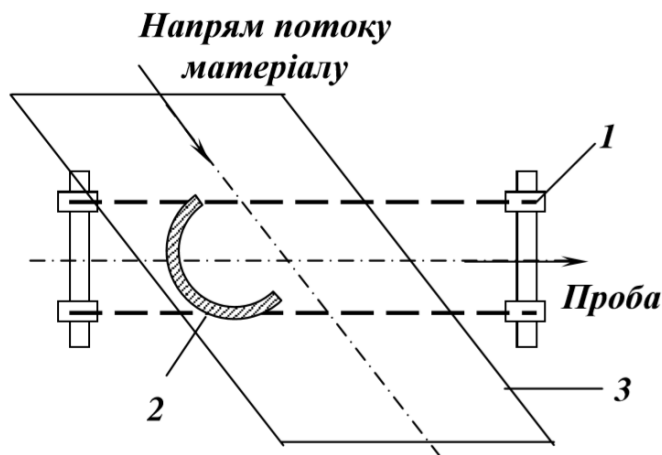


Рис. 3.91 Схема скреперного пробовідбирача:

- 1 – ланцюговий конвеєр;
- 2 скрепер;
- 3 – конвеєрна стрічка.

Маятникові пробовідбирачі (рис. 3.92) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 150 - 300 мм і будь-якою вологістю безпосередньо зі стрічкових конвеєрів без вирівнювання стрічки.

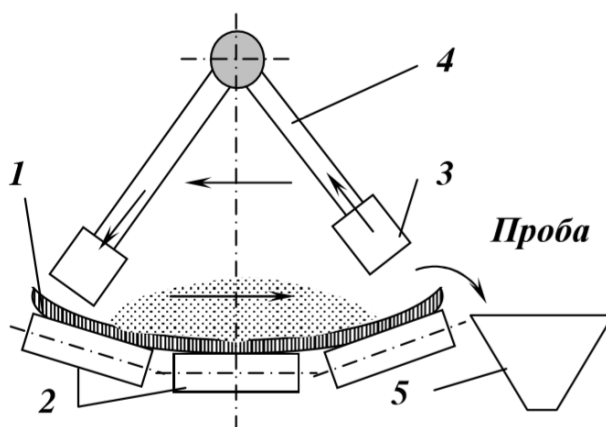


Рис. 3.92. Схема маятникового пробовідбирача:

- 1 – конвеєрна стрічка;
- 2 – опорні ролики;
- 3 – ківш пробовідбирача;
- 4 – маятникова штанга;
- 5 – збірник проб.

Пробовідбирач складається зі звареної рами, на якій закріплена маятникова штанга 4 зі скреперним відсікачем проб 3 і приводів дугового та

вертикального переміщення. Принцип дії маятникового пробовідбирача полягає у згрібанні через певні проміжки часу зі стрічки конвеєра порції за допомогою відкритого спереду і знизу скреперного ковша. При робочому ході ківш знаходиться в нижньому положенні, за допомогою механізму дугового переміщення рухається по траєкторії відповідно до радіуса кривизни стрічки конвеєра. При цьому скрепер згрібає з конвеєра стрічку матеріалу (точкову пробу). При зворотному ході механізмом вертикального переміщення скреперний ківш піднімається вгору і над потоком матеріалу повертається у вихідне положення.

Маятникові пробовідбирачі функціонують в автоматичному режимі.

Щілинні пробовідбирачі (рис. 3.93) призначені для відбору проб з потоку пульпи, що містить зерна крупністю не більше 3 мм.

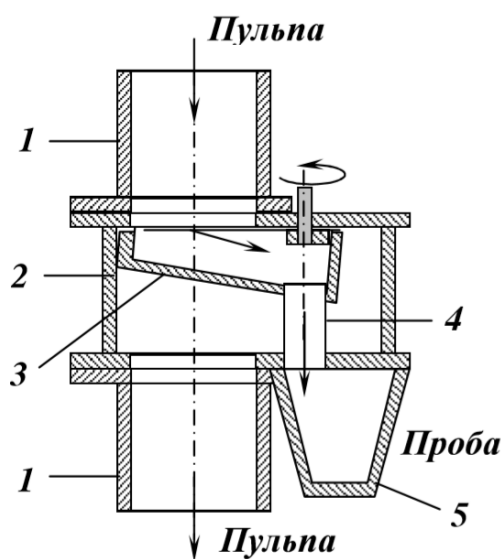


Рис. 3.93. Схема щілинного пробовідбирача:

- 1 – пульпопровід;
- 2 – корпус пробовідбирача;
- 3 – відсікач;
- 4 – порожнистий вал;
- 5 – збірник проб.

Пробовідбирач складається з вертикального корпусу 2 з фланцями для приєднання до пульпопроводу 1 і пробовідсікача 3, що обертається в горизонтальній площині на порожнистому валу 4. Потік пульпи періодично перетинається секторним відсікачем, при цьому порція пульпи проходить через щілину відсікача у сектор і далі по порожнистому валу надходить у збірник 5.

Щілинні пробовідбирачі функціонують в автоматичному режимі.

Механізована обробка відібраних спільних проб може здійснюватися за двома варіантами:

- до крупності і маси лабораторної проби в машинах типу МПЛ,
- до крупності і маси аналітичної проби в машинах типу МПА.

Пробообробна машина МПЛ-300 (рис. 3.94) призначена для обробки об'єднаних проб крупністю до 300 мм і вологістю до 18 % з метою приготування лабораторних проб крупністю 0 - 3 мм.

Об'єднана проба, що відбирається пробовідбирачем ковшового (або іншого) типу 1 і накопичується у збірнику 2, надходить у пробо- обробну машину МПЛ. Пробообробна машина МПЛ-300 має дві стадії дроблення.

На першій стадії проба крупністю до 300 мм стрічковим живильником 3 подається у молоткову дробарку 4, де вона дробиться до 25 мм. Потім за допомогою багатоковшового скорочувача 5 дроблена до 25 мм проба скорочується і направляється у проміжний бункер 6.

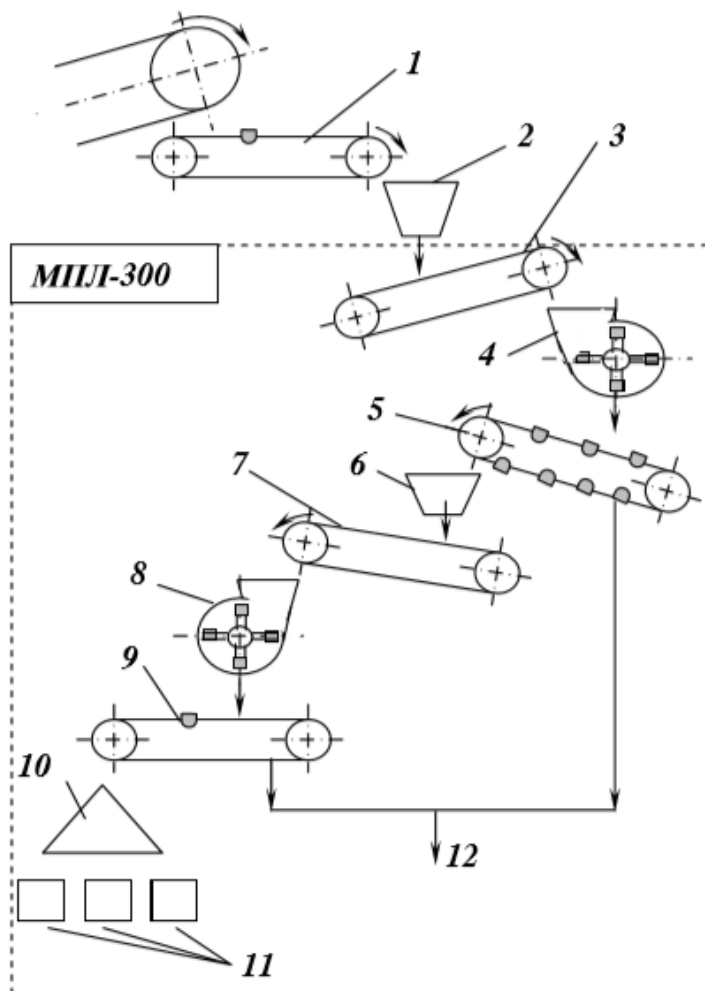


Рис. 3.94. Схема пробообробної машини МПЛ-300:

- 1 – ковшовий пробовідбирач;
- 2 – бункер первинної проби;
- 3, 7 – стрічкові живильники;
- 4, 8 – молоткові дробарки;
- 5, 9 – ковшові скорочувачі;
- 6 – бункер проміжної проби;
- 10 – лотковий розподілювач;
- 11 – лабораторні проби;
- 12 – видалення залишку проби.

З проміжного бункера 6 проба надходить на другу стадію дроблення у молотковій дробарці 8. Дроблена до 3 мм проба повторно скорочується ковшовим скорочувачем 9 до маси лабораторної проби і розподілювачем 10 ділиться на необхідне число лабораторних проб 11. Залишок переробленої проби 12 видаляється з машини.

Пробообробна машина МПА-150 (рис. 3.95) призначена для обробки об'єднаних проб кам'яного вугілля, антрацитів, горючих сланців крупністю до 150 мм з метою приготування аналітичної і лабораторної проб.

Первинна проба стрічковим живильником 3 подається у молоткову дробарку 4, де вона дробиться до 3 мм. Під молотковою дробаркою 4 установлений скорочувач 5 з подвійним ковшем, що дозволяє виділити дві проби, одна з них надходить у збірник лабораторної проби Л, а друга - в піч 6 для сушіння при температурі $115 \pm 10^{\circ}\text{C}$.

Підсушена до повітряно-сухого стану проба шнековим живильником 7 направляється у молотковий млин 8, де подрібнюється до 0,2 мм. Лотковим

розподілювачем 9 подрібнена проба ділиться на необхідне число аналітичних проб 10. Залишок переробленої проби 11 видаляється з машини.

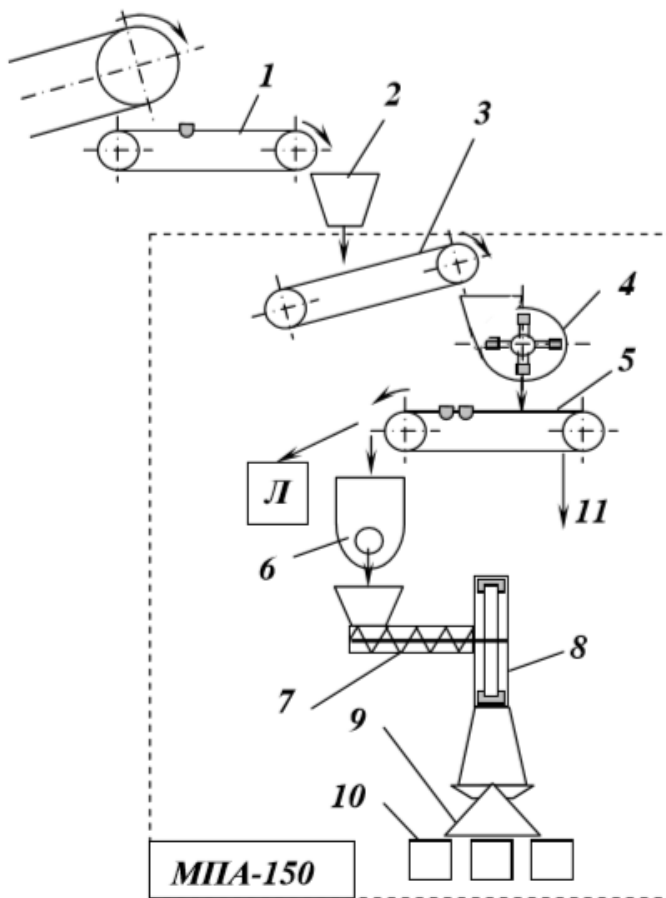


Рис. 3.95. Схема пробообробної машини МПА-150:

- 1 – ковшовий пробовідбирач;
- 2 – бункер первинної проби;
- 3 – стрічковий живильник;
- 4 – молоткова дробарка;
- 5 – ковшовий скорочувач;
- 6 – сушарка;
- 7 – шнековий живильник;
- 8 – молотковий млин;
- 9 – лотковий розподілювач;
- 10 – аналітичні проби;
- 11 – видалення залишку проби.

Технічний контроль на вугільних шахтах і розрізах Загальні відомості про технічний контроль

Якість вугілля, яке відвантажується споживачам, нормується державними стандартами, технічними умовами і тимчасовими нормами. На вугілля, яке видобувається шахтами і розрізами, споживачами якого зокрема є збагачувальні фабрики, встановлюють *норми показників якості*: - *середню і граничну* - на зольність A^3 і сірку
- *граничну* - на вміст води $Ж$.

Середня норма служить для визначення виконання шахтою показників якості вугілля за місяць, а також для контролю якості товарної продукції, а *гранична норма* - для визначення випуску браку. Для виконання норм якості загалом по шахті для кожної ділянки встановлюють *дільничні норми* вмісту *видимої породи і зольності*.

З метою забезпечення виконання норм якості вугілля на шахті здійснюють *технічний контроль*. Технічний контроль здійснює відділ *технічного контролю (ВТК)*. Основними завданнями ВТК є:

- контроль за якістю, сортністю і маркуванням вугілля, яке видобувається шахтою, а також за відповідністю вугілля, яке відвантажується споживачам стандартам, технічним умовам і тимчасовим нормам;

- оперативний контроль за дотриманням встановленої технології видобутку по шахті і окремих дільницях та вибоях відповідно до планів гірничих робіт, паспортів кріплення і буропідричних робіт;

- здійснення заходів щодо поліпшення якості вугілля, яке видобувається.

Пластові проби

Пластовими називаються проби, які відбирають від вугілля, що міститься в пласті. Пластова *проба характеризує* якість пласта в точці відбору і складається з пластово-диференціальної і пластово-промислової проб.

Пластово-диференційна проба характеризує якість кожної окремої пачки і кожного породного прошарку потужністю понад 10 мм. *Пластово-промислова* проба характеризує якість всіх вугільних пачок і породних прошарків, які підлягають спільній виїмці у процесі експлуатації пласта (без ґрунту і покрівлі пласта).

При особливо складній будові пласта і при виїмці потужних пластів на всю потужність допускається відбирати тільки пластово-промислову пробу з виділенням з неї пластово-фракційних проб. *Пластово-фракційна проба* характеризує якість пласта за вмістом чистого вугілля, зростків і породи за даними розшарування у важких рідинах густиною 1400 (1500) і 1800 кг/м для вугілля і 1600 і 2000 кг/м - для антрацитів.

Пластові проби призначені для встановлення норм якості палива. Частота їх відбору - не рідше одного разу на квартал.

За пластово-диференційною пробой визначають густину і зольність кожної пачки і прошарку; за пластово-промисловою - всі показники якості; за пластово-фракційною - вихід і зольність фракцій.

Зольність за пластово-диференційною пробой визначають за формулою:

$$A_o^d = \frac{M_1 \cdot \delta_1 \cdot A_1^d + M_2 \cdot \delta_2 \cdot A_2^d + \dots + M_n \cdot \delta_n \cdot A_n^d}{M_1 \cdot \delta_1 + M_2 \cdot \delta_2 + \dots + M_n \cdot \delta_n}, \quad (3.56)$$

де M_1, M_2, \dots, M_n - потужність кожної окремої пачки і прошарку, $\delta_1, \delta_2 \dots \delta_n$ - густина кожної окремої пачки і породного прошарку, т/м³;

$A_1^d, A_2^d, \dots, A_n^d$ - зольність кожної окремої пачки і породного прошарку, %.

За цією ж формулою підраховують зольність експлуатаційної частини пласта, чистих вугільних пачок і загальну зольність пласта.

Зольність пластово-фракційної проби визначають з такого виразу:

$$A_n^d = \frac{\gamma_k \cdot A_k^d + \gamma_{nn} \cdot A_{nn}^d + \gamma_e \cdot A_e^d}{\gamma_k + \gamma_{nn} + \gamma_e}, \% \quad (3.57)$$

де $\gamma_k, \gamma_{nn}, \gamma_e$ – виходи концентрату, промпродукту і відходів відповідно;
 A_k^d, A_{nn}^d, A_e^d – зольності концентрату, промпродукту і відходів відповідно.
 Розбіжність між зольністю пластово-промислової і пластово-диференціальних проб, віднесене до зольності пластово-промислової проби, не повинна перевищувати 10%:

$$a = \frac{A_n^d - A_o^d}{A_n^d}. \quad (3.58)$$

Експлуатаційні проби

Експлуатаційні проби характеризують гранулометричний склад і якість вугілля, що видобувається, і призначені для ситового аналізу і встановлення норм якості вугілля.

Відбір експлуатаційних проб проводять на кожній ділянці (вибої, лаві) одночасно з пластовими пробамі не рідше одного разу на півріччя. При однорідній структурі, витриманому заляганні і постійній якійсній характеристиці пласта від нього відбирають одну експлуатаційну пробу. При наявності на такому пласті декількох вибоїв (лав) кількість порцій, що набираються від кожного вибою, повинна бути пропорційною плановій участі їх у видобутку. Якщо пласт на різних ділянках сильно розрізняється за умовами залягання і якісними характеристиками, то від кожної характерної ділянки відбирається окрема експлуатаційна проба. Експлуатаційні проби можна відбирати в місцях перепаду потоку палива, на стрічкових конвеєрах, живильниках, дозаторах. Кількість порцій, які відбираються за одну пробу, повинна бути не менше 30.

Товарні проби

Товарні проби характеризують якість палива, що відвантажується споживачеві. У залежності від призначення товарні проби поділяються на:

- *розрахункові* - для розрахунку вугілля за якістю;
- *контрольні* - для визначення можливості відправки вугілля, яке викликає сумнів за його якість.

У процесі відбору і підготовки розрізняють такі види проб вугілля:

- *первинні* - такі, що складаються з усієї кількості порцій, відібраних безпосередньо від палива, що відвантажується споживачам;
- *лабораторні* - які отримуються в результаті підготовки первинної проби і призначені для лабораторних випробувань;
- *аналітичні* - які отримуються в результаті підготовки лабораторних проб і призначені для хімічних аналізів.

Відбір товарних проб проводять від партій вугілля. *Партією* називають певну кількість вугілля, випробувану, відвантажену і отриману одним

споживачем. Проби відбирають від кожної партії вугілля однієї марки, групи, класу крупності. Відбір проб проводять:

- від потоку палива в місцях його перепаду або з поверхні транспортуючого пристрою;

- від нерухомого шару палива, навантаженого у транспортні засоби.

Відбір і підготовку проб проводять механізованим способом. Кількість порцій, що відбираються від партії палива:

- при масі партії до 300 т - 15;

- 300-600 т - 1 від кожних 20 т;

- понад 600 т - 30.

Масу порцій визначають в залежності від максимального розміру грудки.

Відібрані проби проходять підготовку, яка включає в себе послідовні операції дроблення, скорочення, подрібнення та їх розділення. Пробу подрібнюють до крупності менше 3 мм і скорочують до 2 кг. З неї виділяють необхідну кількість лабораторних проб масою не менше 0,5 кг кожна. Одну пробу направляють до хімічної лабораторії для визначення показників якості, іншу - на зберігання як арбітражну пробу.

Контроль якості вугілля, яке видобувається

Видимою породою називається порода крупністю понад 25 мм. На шахтах здійснюється *контрольне бракування* на видиму породу. Граничні норми на вміст видимої породи встановлюють терміном на один квартал у кілограмах на одну вагонетку або у відсотках для окремих дільниць.

Для встановлення граничних норм вмісту видимої породи відбирають експлуатаційну пробу від 2% добового видобутку даної дільниці. Пробу просівають на ситі 25 мм. З класу +25 мм вибирають і зважують видиму породу і визначають граничну норму її вмісту (у %). Контроль ведуть аналогічним образом. Перевищення граничної норми обчислюють у % і проводять знижку з видобутку дільниці в кількості 0,5% за кожний 1% перевищення норми. При перевищенні 150% і більше вугілля бракується повністю.

Для кожної дільниці шахти встановлюються *середні дільничні норми зольності* A^3_v і *граничні норми вмісту вологи* W_r . При перевищенні встановленої норми зольності знижка породи з гірничої маси, видобутої дільницею за добу, визначається за формулою:

$$Q_n = \frac{Q_\phi (A_\phi^d - A_o^d)}{A_{en}^d - A_o^d}, \quad (3.59)$$

де Q_n - кількість породи, що знімається з маси видобутого вугілля, т/доб; Q_ϕ - фактичний видобуток за добу, т/доб; A_ϕ^d - фактична зольність за добу, %; A_o^d - дільнична норма зольності, %; A_{en}^d - зольність видимої породи, %.

Розрахункову норму зольності і зольність видимої породи визначають раз на квартал з експлуатаційних проб і за питомою участю дільниць у видобутку.

Нормування якості вугілля

Все вугілля, що добувається шахтами і відправляється споживачам, підлягає нормуванню за якістю. Метою нормування вугілля є отримання найбільшого ефекту від його використання у народному господарстві і стимулювання поліпшення якості продукції.

Норми показників якості (НПЯ) розробляються підприємствами окремо для кожної марки, сорту, продукту збагачення стосовно до заданих умов виробництва товарної продукції і оформляються *технічними умовами* (ТУ). Проекти ТУ розглядають комбінати (виробничі об'єднання, холдинги) та інспекції з контролю якості і затверджують керівні організації (міністерства і т.п.). НПЯ для вугілля, що відвантажується на збагачувальні фабрики, затверджуються відповідним міністерством (Мінпаливенерго). НПЯ переглядаються не рідше одного разу на рік.

Тимчасові норми - встановлюють для шахт, розрізів при істотній зміні гірничо-геологічних умов, введенні до експлуатації нових пластів і т.д. Тимчасові норми погоджуються з інспекцією по контролю за якістю і затверджуються відповідним міністерством (Мінпаливенерго). Термін дії тимчасових норм - не більше 3-х місяців.

Норми встановлюються на такі показники якості:

а) *для вугілля, що відвантажується на збагачувальні фабрики вугільної промисловості:*

- зольність A^d - середня і гранична;
- вміст води W^r - граничний;
- вміст сірки $S_{об}^d$ - середній.

б) *для товарного вугілля, що відвантажується споживачам:*

- зольність A^d - середня і гранична;
- вміст води W^r - граничний;
- вміст сірки $S_{об}^d$ - середній і граничний;
- вміст мінеральних домішок крупністю понад 25 мм - граничний;
- вміст дріб'язку 0-6 мм в рядових антрацитах, що піддаються збагаченню і розсортуванню, - граничний.

Розрахунок норм показників якості для рядового вугілля

Середню норму зольності A_{cp}^d вугілля по шахті або розрізу визначають виходячи з встановлених розрахункових норм для дільниць і планованої участі кожної дільниці у видобутку по шахті:

$$A_{cp}^d = \frac{C_1 \cdot A_{o1}^d + C_2 \cdot A_{o2}^d + \dots + C_n \cdot A_{on}^d}{100}, \quad \%, \quad (3.60)$$

де C_1, C_2, \dots, C_n - планована участь дільниць у видобутку, %;

$A_{\partial 1}^d, A_{\partial 2}^d, \dots, A_{\partial n}^d$ - дільничні норми зольності, %; n - число дільниць.

Граничну норму зольності A_{∂}^d вугілля по шахті встановлюють виходячи з середньої норми зольності A_{cp}^d і поправки a , яка характеризує допустиму величину відхилення цього показника від середньої норми, і розраховують за формулою: $A_{cp}^d = A_{\partial}^d + a$.

Для шахт, які відвантажують вугілля на збагачувальні фабрики вугільної промисловості, $a = 5\%$ при $A_{cp}^d < 20\%$. При $A_{cp}^d > 20\%$ $a = 6\%$. Для вугілля, що відвантажуються іншим споживачам, $a < 0,1 \cdot A_{cp}^d$.

Граничну норму вмісту води W_{cp}^r визначають виходячи з встановлених норм вологості для дільниць і планованої участі кожної дільниці у видобутку по шахті:

$$W_{cp}^r = \frac{C_1 \cdot W_{\partial 1}^r + C_2 \cdot W_{\partial 2}^r + \dots + C_n \cdot W_{\partial n}^r}{100}, \quad (3.61)$$

де C_1, C_2, \dots, C_n - планована участь кожної дільниці у видобутку, %;
 $W_{\partial 1}^r, W_{\partial 2}^r, \dots, W_{\partial n}^r$ дільничні норми вологості, %; n - число дільниць.

Середні і граничні норми вмісту сірки у вугіллі, яке відвантажуються споживачам, встановлюються в такому ж порядку, як і норми зольності. Гранична величина відхилення вмісту сірки не повинна перевищувати:

$$S < 0,15 \cdot S_{ob}^d, \%$$

Норми вмісту мінеральних домішок крупністю понад 25 мм встановлюються у відповідності з діючими ДСТ.

Граничні норми вмісту дріб'язку 0-6 мм встановлюються за результатами ситового аналізу палива, що відвантажуються на збагачувальні фабрики.

Розрахунок норм показників якості сортового палива

Згідно з діючими стандартами енергетичне вугілля марок Д, Г, Т і А підлягає розсортуванню. Нормуванню підлягають такі показники якості:

- зольність - середня і гранична;
- вміст води - граничний;
- вміст сірки - середній;
- вміст мінеральних домішок крупністю 25 мм - граничний;
- вміст дріб'язку крупністю менше нижнього розміру кожного сорту - граничний.

Середню норму зольності для кожного класу (сорт) визначають виходячи з зольності відповідного класу (сорт) по зведенню результатів ситового аналізу планованого періоду з урахуванням поправочного коефіцієнта K_K , який характеризує зміну зольності кожного продукту при розсортуванні початкової шихти:

$$A_{cp}^d = A_k^d \cdot K_k, \%; \quad K_k = \frac{A_{mu}^d}{A_{ku}^d}, \quad (3.62)$$

де A_k^d - зольність відповідного класу на період, що планується; A_{mu}^d - зольність класу (сорт), що відвантажувався за минулий період; A_{ku}^d - зольність відповідного класу (сорт), складеного з урахуванням фактичної участі пластів шахт в шихті за минулий період.

Граничну норму зольності розраховують за раніше наведеними формулами для рядового вугілля.

Норми вмісту сірки розраховують аналогічно нормам зольності.

Граничні норми вмісту вологи для кожного класу (сорт) розраховують за формулою:

$$W_k^r = W_{ku}^r \cdot K_w + b, \%, \quad (3.63)$$

де W_{ku}^r - вміст вологи в класі на планований період; $K_w = \frac{W_{km.n}^r}{W_{ku}^r}$, де $W_{km.n}^r$ -

вміст вологи у класі товарної продукції; W_{ku}^r - вміст вологи у класі з урахуванням участі пластів у видобутку за минулий період; b - коливання K_w у товарному продукті, що відвантажувалося за минулий період.

$$b \leq 0,1(K_w \cdot W_{ku}^r) \quad (3.64)$$

Норми вмісту дріб'язку і видимої породи встановлюють у відповідності з ДСТ.

Контроль технологічних процесів

З метою забезпечення стабільних умов збагачення і якості кінцевих продуктів збагачення необхідно здійснювати оперативний контроль за тими параметрами, що визначають якість сировини і одержуваних продуктів, а також контроль параметрів, що характеризують режим технологічних процесів фабрики.

Основні підконтрольні параметри, що впливають на хід технологічних процесів, такі: гранулометричний і речовинний склад сировини (вологість, хімічний, мінералогічний, фракційний склад і т.п.); розрідженість пульпи (гідросуміші) в живленні гравітаційних процесів, флотації, магнітної сепарації, фільтрації, вологість матеріалу, який подають на сушку; витрати і якість реагентів, витрати і тиск води і повітря; температура води і пульпи і т.д. До параметрів, що характеризують результати збагачення, належать: крупність і гранулометричний склад продуктів; вміст корисних компонентів і

домішок у продуктах збагачення; вміст твердого в зливах і очищених газах, вологість одержуваних кінцевих продуктів та інші.

На збагачувальних фабриках здійснюється безперервний контроль маси сировини і кінцевих продуктів збагачення, гранулометричного складу продуктів, об'ємного виходу обводнених продуктів, витрат реагентів, густини пульпи, вологості і вмісту хімічних елементів у продуктах збагачення та інших показників.

Безперервний оперативний контроль технологічного процесу і якості продуктів збагачення дозволяє:

- здійснити оперативне регулювання окремих агрегатів і технологічного процесу в цілому;

безперервно контролювати технологічні показники окремих операцій і фабрики в цілому (вихід, вилучення, ефективність).

Речовинний склад оцінюють за даними мінералогічного, гранулометричного, фракційного, магнітного, хімічного, фазового, рентгеноспектрального та інших видів аналізів.

Мінералогічний склад сировини і продуктів збагачення дає можливість визначити кількість, форму і розмір мінеральних зерен, їх характер пророщування і вкращення, збагачуваність корисної копалини.

Гранулометричний склад (характеристика матеріалу за крупністю) дає можливість визначити навантаження на збагачувальні машини, ефективність роботи грохотів, класифікаторів і дробарок, необхідний ступінь подрібнення матеріалу для розкриття зерен корисних мінералів і т.д.

Фракційний (гравітаційний) і магнітний аналізи застосовуються для кількісної оцінки розподілу вільних мінеральних (корисних і породних) зерен і їх зростків за фракціями різної густини, магнітної сприйнятливості, флотованості або мінерального складу. За даними розшарування у важких середовищах, дробної флотації, магнітного і мінералогічного аналізів можна побудувати криві збагачуваності і визначити збагачуваність корисної копалини. Фракційний аналіз широко застосовується для визначення характеристики збагачуваності вугілля і руд, для контролю роботи збагачувальних гравітаційних апаратів.

Хімічний аналіз на збагачувальних фабриках виконується прискореними або спрощеними методами в межах точності, що залежить від особливостей кожного конкретного випадку. Експрес-аналізи, що виконуються у хімлабораторіях, не забезпечують своєчасного оперативного контролю технологічного процесу внаслідок великої тривалості аналізу (1-4 год.). Тому хімічний метод аналізу не можна використовувати для автоматичного контролю процесів збагачення. Але є ряд експрес-аналізаторів автоматичного контролю вмісту різних компонентів, в яких застосовуються рентгеноспектральний, радіометричний, магнітометричний та інші методи.

Фазовий аналіз проводиться з метою визначення форм сполук елементів, що входять до складу корисних копалин і продуктів їх збагачення. За відомими формами сполук елементів можна оцінювати речовинний склад і

збагачуваність корисної копалини. Результати фазового аналізу використовують також при контролі технологічного процесу.

Радіоактивний метод застосовується для контролю вмісту свинцю, вольфраму, ртуті та інших елементів у корисних копалинах і продуктах збагачення. Метод базується на вимірі інтенсивності випромінювання поверхні проби під дією на неї потоку електромагнітного випромінювання (гамма-променів, рентгенівських променів і т.п.).

На принципі розсіювання у-квантів або рентгенівських променів пробою оснований рентгенометричний золомір ЗАР-3 (рис. 3.96), призначений для автоматичного контролю зольності проб вугілля. Величина розсіювання м'яких рентгенівських променів пробою вугілля залежить від зольності.

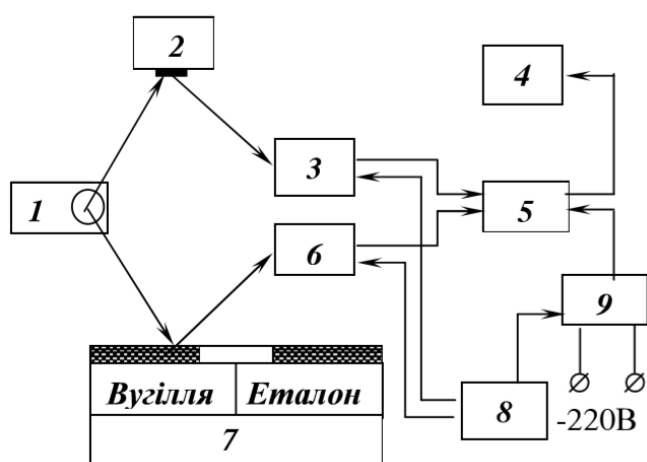


Рис. 3.96. Схема золоміру ЗАР-3:

- 1 – генератор випромінювання;
- 2 – зразковий відбивач;
- 3, 6 – індикатори рентгенівського випромінювання;
- 4, 7 – реєстратори;
- 5 – електронний блок;
- 8 – блок живлення;
- 9 – стабілізатор напруги мережі.

У золомірі ЗАР-3 застосовані компенсаційний метод вимірювання і диференційна схема з еталоном. Проба вугілля і еталон опромінюються променями рентгенівської трубки з двома пучками випромінювання. Розсіяні пробою і еталоном потоки рентгенівських променів сприймаються індикаторами, підсилюються і порівнюються один з одним.

Нейтронно-активаційний метод аналізу застосовують для визначення вмісту срібла, алюмінію, вольфраму, міді, кобальту, марганцю, цинку та інших елементів у пробах руди і продуктів збагачення крупністю до 15 мм і вологості до 20 %. Похибка виміру цим методом 0,2 - 0,5 абс. %.

Баланс продуктів збагачення

Балансом продуктів збагачення називається форма звітності, яка містить кількісні і якісні дані опробування і контролю вихідного матеріалу та продуктів його збагачення за певний період (зміну, добу, декаду, місяць, квартал, рік). Баланс складається за певною формою і є основним документом технічного та бухгалтерського звітів про роботу фабрики.

Розрізняють технологічний і товарний баланси продуктів збагачення.

Технологічний баланс складається за даними обліку кількості переробленої корисної копалини і результатами хімічних аналізів вихідної

сировини та продуктів збагачення. Вихід продуктів і вилучення компонентів визначаються за розрахунковими формулами. Технологічний баланс може бути складений для окремих технологічних операцій і окремих циклів технологічного процесу. Технологічний баланс дозволяє контролювати й оцінювати стан процесу збагачення на фабриці шляхом порівняння одержаних технологічних показників з еталонними (плановими показниками або з результатами досліджень на збагачувальності).

Товарний баланс відрізняється тим, що в ньому враховується не тільки масова кількість переробленої корисної копалини, але й вихід усіх основних продуктів, що визначається за фактичною масою: за масою відвантажених товарних продуктів, за обліком продуктів у незавершеному виробництві (у згущувачах, бункерах, на проміжних складах), за кількістю відходів у відвалах. Крім того, враховуються фактичні втрати у всіх циклах схеми збагачення. Якість продуктів, що враховуються товарним балансом, визначається хімічним аналізом. Розбіжності між технологічним і товарним балансами виникають за рахунок недостатньої точності хімічних аналізів, в результаті можливих помилок при зважуванні, визначенні вологості сировини і продуктів збагачення, але головним чином внаслідок механічних втрат корисних компонентів на різних стадіях збагачення корисної копалини. При незадовільній роботі обладнання концентрати можуть втрачатися зі зливами згущувачів, з фільтратами, димовими газами при сушінні концентратів, значні втрати можливі при аварійних випусках продуктів з різних апаратів, внаслідок втрат з переливами і т.д. Чим менша розбіжність між технологічним і товарним балансами, тим вищий рівень організації виробництва на фабриці. Порівняння показників технологічного і товарного балансів дозволяє встановити величину і джерела механічних втрат корисних компонентів на збагачувальній фабриці.

Товарний баланс є основним документом для розрахунків між збагачувальною фабрикою і постачальником сировини, а також між збагачувальною фабрикою і споживачами готової продукції.

Контрольні питання

1. *Що називається збагачувальністю?*
2. *З чого складається характеристика збагачувальності корисної копалини?*
3. *Що показують криві збагачувальності.*
4. *У чому полягає процес збагачення у важких середовищах?*
5. *Що називається в'язкістю?*
6. *Що називається стійкістю суспензії?*
7. *Які апарати для збагачення у важких середовищах існують?*
8. *Опишіть процес збагачення у струмені води на похилій площині. Які похилі площини бувають?*

9. Опишіть будову гвинтового сепаратора. Які види гвинтової сепарації існують?

10. Що таке протитечійна водна сепарація?

11. Що таке промивка?

12. Що таке пневматичне збагачення?

13. Що таке флотація?

14. Назвіть класифікація мінералів за флотованістю.

15. Що таке електричне збагачення?

16. Які електричні сили діють між частинками?

17. Що таке електричні сеператори?

18. Що таке магнітне збагачення?

19. Класифікація процесів магнітного збагачення.

20. Що таке магнітна сприйнятливість і магнітна проникність?

21. Які є фактори, що впливають на процес магнітної сепарації?

22. Що таке спеціальні методи збагачення?

23. Що таке перспективні спеціальні процеси збагачення?

РОЗДІЛ 4.

ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ПЕРЕРОБКИ БУДІВЕЛЬНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН

4.1. Види продукції дробарно-сортувальних заводів

Підприємства нерудних будівельних матеріалів, що виготовляють заповнювачі для бетону, представляють виробничий комплекс, який включає видобуток сировини в кар'єрі і його переробку на заводі. Технологічні схеми дробарно -сортувальних заводів (ДСЗ) з виробництва заповнювачів для бетону визначаються:

- гірничою масою, що надходить з кар'єру на переробку;
- номенклатурою і якістю готової продукції;
- типом устаткування, що застосовується з урахуванням комплексності використання сировини, економії сировинних, матеріальних і паливно-енергетичних ресурсів.

Основними класифікаційними характеристиками добутої для переробки гірничої маси є:

- міцність, однорідність, абразивність;
- розмір кусків і часток матеріалу (гранулометрія вихідної маси);
- кількість і вид забруднюючих включень, що втримуються в них;
- наявність зерен лещадної і голчастої форм [9].

Міждержавні норми технологічного проектування підприємств нерудних будівельних матеріалів ОНТП-18-85 підрозділяють гірські породи, що переробляються, на чотири типи, виділяючи в першому й четвертому типах дві підгрупи:

- міцні однорідні абразивні гірські породи, що включають вивержені гірські породи (граніти, діорити, сієніти, базальти тощо.) з межею міцності на стискання до 300 МПа, чисті або незначно забруднені легко промивними включеннями;
- метаморфічні й абразивні осадові гірські породи (пісковики) з міцністю на стискання до 300 МПа й великим (більше 20 %) вмістом дрібної фракції 0...150 (200) мм у вихідній гірничій масі, забруднені легко- і середньо промивальними включеннями;
- міцні однорідні мало абразивні осадові гірські породи (вапняки, доломіти тощо) з межею міцності на стискання до 200 МПа, незначно забруднені легко- і середньо промивальними включеннями;
- неоднорідні за міцністю мало абразивні гірські породи, забруднені середньо - і важко – промивальними включеннями;
- сировина для виробництва піску, гравію й щебеню із гравію для будівельних робіт;
- валуно – гравійно - піщані й гравійно-піщані гірські породи з вмістом гравію й валунів міцністю на стискання до 150 МПа - 50 % і менше, забруднені середньо - і важко промивальними включеннями (до 10...12 %);

- валуно - гравійно- піщані й гравійно-піщані гірські породи з вмістом гравію й валунів міцністю на стискання до 300 МПа - 50 % і більше, забруднені легко промивальними включеннями (до 5 %).

За характером виробництва, що використовує певні типи гірських порід, і основним видам заповнювачів, що випускаються, розрізняють ДСЗ:

- щебеневі з екскаваторним способом розробки родовищ гірських порід типу I ... III;
- гравійно-щебеневі й гравійно-піщані як з екскаваторним, так і з гідро механізованим способом видобутку гірських порід типу IV-2 і IV-1;
- піщані, в основному з гідро механізованим способом видобутку гірничої маси, що містить не більше 5 % гравію.

Заводи з екскаваторним способом видобутку сировини мають потужність 0,6...2,8 млн. м³ на рік, гідромеханізовані - 0,6...1,2 млн. м³ на рік і більше при сезонному й цілорічному режимах роботи.

4.2. Споживачі і вимоги до продукції ДСЗ

Стандарт ДСТУ Б.В.2.7-34:2001 поширюється на щебінь з середньою насипною масою 2,8 г/см³ до 3,2 г/см³, який одержують із скельних гірських порід, що попутно видобувають разом із залізною рудою у кар'єрах гірничо-збагачувальних комбінатів і шахт.

Щебінь характеризується такими основними показниками якості: насипною масою; зерновим складом; формою зерен; міцністю; абразивністю; вмістом зерен слабких порід; морозостійкістю; вмістом пилюватих і глинистих часток, у тому числі глини у грудках; стійкістю структури; вмістом шкідливих домішок і сполук. Щебінь, який випускають за даним стандартом, повинен мати насипну масу не більше 1750 кг/м³. Насипна маса щебеню, призначеного для виготовлення збірного бетону і залізобетону, повинна бути не більше 1600 кг/м³. Щебінь за даним стандартом випускають у вигляді таких основних фракцій: понад 5 до 10 мм включно; понад 10 до 20 мм включно; понад 20 до 40 мм включно; понад 40 до 80 (70) мм включно. Якість щебеню характеризують вмістом зерен пластинчастої (лещадної) та голчастої форми.

Примітка. До зерен пластинчастої (лещадної) та голчастої форми відносять такі зерна, товщина або ширина яких менше довжини у три і більше рази.

Марка щебеню за міцністю повинна бути не нижче 400. Морозостійкість щебеню характеризують числом циклів попереминого заморожування і відтавання, за яких його втрати у відсотках за масою не перевищують встановлених значень. Щебінь, який випускають за даним стандартом, за морозостійкістю підрозділяють на марки F25, F35, F50, F100, F150 і F200.

Уміст пилюватих і глинистих часток розміром менше 0,05 мм, який визначають відмулюванням, піпетковим методом або методом мокрого

просіювання, у щебені марок за дробимістю 600 і вище не повинен перевищувати 1 % за масою, у щебені марки 400 – 2 % за масою, у тому числі глини в грудках у щебені усіх марок – 0,25 % за масою. Щебінь повинен мати стійку структуру проти усіх видів розпадів. Структура щебеню вважається стійкою, якщо втрата у масі після випробувань не перевищує 5 % за масою.

Уміст у щебені сірчистих і сірчаноокислих сполук у перерахунку на SO_3 не повинен перевищувати 0,5 % за масою. Щебінь повинен містити загальне залізо за масою не більше 25 %.

Щебінь використовують у бетоні без обмежень, якщо вміст кожного з породоутворюючих мінералів (магнетиту, гетиту, гематиту та ін.) не більше 10 % за об'ємом або загальна їх сума не перевищує 15 %.

Стандарт ДСТУ Б В.2.7-76-98 “Будівельні матеріали. Пісок для будівельних робіт з відсіву подрібнення скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України” поширюється на пісок з відсіву подрібнення з середньою щільністю зерен понад 2,8 до 3,2 г/см³, що отримується при виробництві щебеню зі скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України.

Пісок повинен відповідати вимогам стандарту і застосовуватися відповідно до діючих нормативних документів. Пісок повинен характеризуватися наступними показниками якості:

- насипною щільністю;
- зерновим складом;
- вмістом пилюватих і глинистих часток, у тому числі глини в грудках;
- вмістом глинистих часток, визначених методом набрякання (при розробці відвалів відсіву дроблення);
- вмістом органічних домішок;
- міцністю;
- морозостійкістю;
- вмістом порід і мінералів, віднесених до шкідливих домішок;
- значенням сумарної питомої активності природних радіонуклідів.

Пісок, що випускається за даним стандартом, повинен мати насипну масу не більше 1650 кг/м³. Піски, які стандартизуються цим документом, за зерновим складом поділяють на групи: підвищеної крупності, великі, середні і дрібні.

Модулі крупності M_k і повний залишок на ситі № 063 після відсіву зерен більше 5 мм повинні відповідати вказаним в табл. 4.1.

Вміст зерен розміром понад 10 мм в піску не повинен перевищувати 5 % за масою.

Вміст зерен розміром від 5 мм до 10 мм в пісках для бетонів не повинен перевищувати 10 % за масою.

Таблиця 4.1. Модулі крупності M_k і повний залишок на ситі № 063 після відсіву зерен більше 5 мм.

Група піску по	Модуль крупності	Повний залишок на
----------------	------------------	-------------------

зерновому складу	піску, M_k	ситі № 063, % по масі
1	2	3
Підвищеної крупності	Більше 3,0 до 3,5	Більше 65 до 75
Великий	Більше 2,5 до 3,0	Більше 45 до 65
Середній	Більше 2,0 до 2,5	Більше 30 до 45
Дрібний	Більше 1,5 до 2,0	Більше 10 до 30

Вміст в піску зерен, що проходять через сито № 016, не повинен перевищувати 20 % за масою.

Кількість пилоподібних і глинистих часток розміром менше 0,05 мм, які визначаються відмочуванням, піпетковим методом або методом мокрого просіювання, не повинна перевищувати 7 % за масою, у тому числі глини в грудках – 0,35 % за масою.

Кількість глинистих часток, які визначаються методом набрякання, не повинна перевищувати 1 % за масою.

Пісок при обробці розчином гідрооксиду натрію (колориметрична проба на органічні домішки) не повинен мати забарвлення темніше за колір еталону.

Залежно від міцності вихідної гірської породи піски ділять на марки: 1000; 800 і 600.

У скельних гірських породах не повинні міститися слабкі складові в кількості більше 10 % за масою.

За вищого вмісту слабких складових допускається використовувати піски, отримані після другої і третьої стадій подрібнення.

До слабких відносяться породи з межею міцності на стискання у водонасиченому стані менше 20 МПа (200 кгс/см²). Пісок повинен мати марку за морозостійкістю не нижче 25. Втрата маси після 25 циклів поперемінного заморожування і розтавання не повинна перевищувати 10 %.

4.3. Вимоги до підприємств переробки гірських порід

Проектування технології виробництва заповнювачів ґрунтується на результатах технологічних випробувань сировини, що визначають схему технологічного процесу: число стадій дроблення й види просівання, типи дробарок і грохотів, способи й устаткування для промивання й очищення матеріалу, його зневоднювання, необхідність операцій збагачення за міцністю, зерновим складом або формою зерен, а також заходи щодо утилізації відходів виробництва [10, 11, 22-24]. Рівень механізації й автоматизації виробництва на сучасних заводах повинен становити відповідно не менш 95 і 75 %.

Виробництва з переробки і збагачення корисних копалин мають основні виробничі та допоміжні цехи та підрозділи [7, 8]. До основних цехів і

підрозділів, безпосередньо зв'язаних з обробкою корисних копалин, належать:

- **цех приймання сировини**, обладнаний майданчиками для розвантаження автомобілів, вагоноперекидачами, прийомними бункерами, живильниками і стрічковими конвеєрами;
- **склади сировини** – можуть бути відкритими, закритими і напівбункерними залежно від крупності й цінності складованого матеріалу;
- **цех крупного дроблення**, який у своєму складі має дробарки крупного дроблення, грохоти, живильники, транспортні засоби;
- **дозувально - акумулювальні бункери** – після кожної стадії дроблення, що сприяє ритмічності роботи підприємства в цілому;
- **цех середнього і дрібного дроблення**, укомплектований дробарками середнього і дрібного дроблення, грохотами, живильниками і стрічковими конвеєрами;
- **склади готової продукції** – залежно від крупності, гігроскопічності і цінності готової продукції можуть бути відкриті і закриті;
- **цех відвантаження готової продукції**, представлений різними навантажувальними і вантажопідйомними механізмами пакування;
- **цех утилізації та складування відходів** – включає до свого складу басейни, сховища, терикони, акумулювальні ємності, конвеєри, насоси, автосамоскиди, залізничні вагони.

До допоміжних цехів і підрозділів виробництва входять:

- **цех водопостачання**, що обслуговує насосні станції, водоводи і мережі;
- **цех електропостачання**, що обслуговує електростанції, розподільчі пункти, мережі;
- **ремонтний цех** – ремонтно-механічні майстерні загального і спеціалізованого призначення;
- **котельня** – забезпечує нормальні умови життєдіяльності цехів і підрозділів;
- **відділ технічного контролю (ВТК)** – здійснює оперативний контроль технологічних показників роботи підприємства.
- **науково-дослідна лабораторія** – призначена для випробовувань новітніх технологій і обладнання для переробки корисних копалин; встановлення оптимальних (раціональних) режимів переробки.
- **склади запчастин, матеріалів і палива**, призначені для забезпечення ритмічної роботи підприємства;
- **адміністративно-господарська служба підприємства** – здійснює керування фабрикою і контроль за дотриманням виробничих нормативів та чинних нормативно-правових документів.

Деякі цехи і служби на окремій збагачувальній фабриці можуть бути відсутні.

4.4. Кубовидний щебінь

Кам'яні породи є одним з найпоширеніших видів природних ресурсів на Землі. Основними натуральними заповнювачами дорожніх сумішей є щебінь, пісок і гравій [3, 25-28]. У якості головного компонента асфальту й бетону дані заповнювачі використовуються при будівництві автострад і мостів, житлових і промислових будинків.

Для різних споживачів нерудних будівельних матеріалів і будівництва проблема виробництва кубовидного щебеню складає різну актуальність і гостроту. Найбільш послідовно відстоюють необхідність виробництва кубовидного щебеню шляховики. Адже якість доріг залежить насамперед від якості щебеню, тому до неї виставляють високі вимоги за різними параметрами. Щебінь для автодоріг високого класу повинна мати:

- міцність при стисканні не менше, ніж 120 МПа;
- кубовидну форму зерен (вміст пластинчастих зерен не більше за 5 %);
- оптимальний зерновий склад.

Для виконання останньої вимоги зарубіжні заводи виробляють від 4 до 11 вузьких фракцій, з яких шихтуванням одержують необхідний зерновий склад.

Вітчизняні дробильно-сортувальні заводи (ДСЗ), що працюють на високоміцних вивержених гірських породах, відповідно до стандартів випускають щебені фракцій 5...10, 10...20 і 20...40 мм. Більше 40 % заводів виробляють тільки великі фракції щебеню або суміш фракцій 5...20 мм.

При оцінці сировини число показників, що характеризують фізико-механічні властивості гірської породи, доцільно збільшити, додавши до міцності при стисканні міцність при розтяганні, модуль пружності, коефіцієнт Пуассона. У наш час гірські породи оцінюють тільки за міцністю при стисканні.

Крихкі матеріали при $K=Q_{cm}/Q_p > 15$ дробляться легше, ніж м'які при $K < 15$. Тому продуктивність дробарок на гранітах (крихких породах) більша, ніж на вапняках (м'яких породах), хоча міцність при стисканні у гранітів більша.

Технологічна схема підприємства повинна бути оптимальною за двома критеріями:

- максимальний випуск щебеню кубовидної форми;
- мінімальна собівартість продукції.

Максимального випуску щебеню кубовидної форми можна досягти, якщо дробарка останньої стадії дроблення працює при повному завантаженні й у неї надходить відносно вузька фракція (краще лещадна – схожа на долоню), близька за розміром до розміру щілини.

За кордоном для одержання щебеню високої якості з оптимальною собівартістю ДСЗ будують із дотриманням наступних правил:

- комплексне використання сировини;

- гнучка технологія, що дозволяє швидко реагувати на зміну попиту й уникати затоварення однією або декількома фракціями;
- компонування технологічного устаткування, що дозволяє мінімізувати кількість транспортного устаткування (дробарки над грохотами, грохоту над бункерами тощо);
- застосування спеціалізованого устаткування;
- уніфікація устаткування (застосування конвеєрів з однією шириною стрічки, але з різною швидкістю руху тощо);
- рівномірність завантаження устаткування й стабільність характеристик вихідного матеріалу;
- високий коефіцієнт використання робочого часу.

Технологічні схеми, розроблені з урахуванням цих правил, є не тільки високоефективними, але й найбільш простими.

Фактором, що впливає на оцінку якості щебеню вітчизняного виробництва, є метод визначення вмісту пластинчастих зерен за ДСТУ 8269.0-97. Уміст пластинчастих зерен за розсіву на щілиноподібних ситах менший, ніж за використання звичайних поверхонь просіювання.

Застосовуванням конусних дробарок дрібного дроблення можна збільшити випуск кубовидного щебеню при дотриманні оптимальних режимів дроблення. Однак різкого збільшення виходу кубовидних зерен можна досягти тільки при зміні конструкції дробарок дрібного дроблення. На сьогодні ведуться роботи з удосконалювання дробарного устаткування. З урахуванням фізики твердого тіла й теорії коливань створені вібраційні щоківі й конусні дробарки [11]. Однак область їхнього застосування обмежується фізико-механічними властивостями порід, що дробляться, високим виходом відсіву (до 25-30 %), значним зношуванням робочих органів.

З викладеного вище можливо зробити наступні висновки:

1. Збільшити випуск кубовидного щебеню на діючих підприємствах нерудної промисловості можна за рахунок зміни технологічної схеми й оптимізації роботи існуючого дробарного устаткування.

2. Для максимального випуску щебеню кубовидної форми крім удосконалювання технологічної схеми необхідна заміна дробарного устаткування на більш досконале – вібраційне та інерційне (особливо для дрібного дроблення).

3. Вітчизняні машинобудівники повинні бути готові задовольнити запити підприємств нерудної промисловості по нових видах устаткування, у протилежному випадку це зроблять зарубіжні виробники.

4. Завдання проектувальників ДСЗ, виробників устаткування, спеціалізованих інститутів - коректно складати техніко-економічне обґрунтування конкретного інвестиційного проекту - створення дробарного устаткування нового типу.

4.5. Використання кубовидного щебеню у будівництві доріг

Щебінь - найбільше широко використовуваний продукт видобутку й переробки нерудних будівельних матеріалів. Вона використовується в основному як заповнювач в будівництві при виробництві бетонів, асфальтобетонів і дорожніх покриттів.

Щебінь для дорожнього будівництва умовно розділено на чотири групи [25-28]:

- щебінь для облаштування основи дорожніх покриттів (будь-які, але переважно осадові скельні й пухкі гірські породи із крупністю фракцій 5...20, 20...40, 40...70, 0...40, 0...70 мм);
- щебінь для нижніх шарів покриттів з асфальтобетонних сумішей типу А і поверхневої обробки (метаморфічні й магматичні гірські породи із крупністю фракцій 5...20 і 20...40 мм),
- щебінь для верхніх шарів покриттів (магматичні й частково метаморфічні гірські породи крупністю 5..10 мм);
- кубовидні щебені від 5 до 20 мм зі вмістом зерен пластинчастої (лещадної) і голчатої форми не більше 15 % (група 1 за ГОСТ 8267-93).

Останнім часом сформувався стійкий попит на щебіньку кубовидної форми з боку дорожньо - будівельних організацій, але ця потреба в Україні зараз задовольняється лише на 50...60 %, а в Росії - лише на 30...40 %. Дослідження показали, що потреба в кубовидній щебінці для дорожнього будівництва складала у 2002 році 9,6 млн. м³, у 2005 році - 10,9 млн. м³, в середньому на період 2006-2001 рр. - 19,4 млн. м³. В 2011-2020 рр. вона складе 37,0 млн. м³.

Реконструкція щебеневих заводів пов'язана з великими технічними і фінансовими труднощами (заміна дробарок на останній стадії подрібнення, зміна внутрішньої транспортної системи, розширення складів готової продукції тощо). Тому доцільно наряду з реконструкцією підприємств встановлювати на промислових майданчиках щебеневих заводів спеціальні відкриті дробарно-сортувальні установки некапітального типу, що призначені для виробництва щебеню фракцій 5-10, 10-20 мм із вмістом зерен лещадної форми не більше 15 %. Ці установки більш дешеві порівняно з капітальними і їх можливо змонтувати на протязі 1 місяця.

Як було сказано вище, виробництво кубовидного щебеню в промислових об'ємах було організовано в середині 90-х років минулого сторіччя. Для цього на початку в основному використовувалось обладнання "Svedala" (Швеція), "Nordberg" (Фінляндія), "Parker" (Великобританія), оскільки в Україні на цей період дробарне обладнання для виробництва кубовидного щебеню не випускалося. Дробарне обладнання цих фірм характеризується високою надійністю в роботі та великими діапазонами продуктивності і обладнане системами автоматичного управління.

Система управління зазвичай має декілька програм дроблення, забезпечуючи при цьому автоматичну підтримку величини

розвантажувальної щілини дробарки, що в свою чергу забезпечує стабільний зерновий склад готової продукції. Дробарки працюють «під завалом» за рахунок автоматичного зв'язку між живильником та дробаркою. Живильник включається при зниженні рівня щебеню в камері дроблення. Робота «під завалом» сприяє підвищенню ступеня кубовидності щебеню.

При виробництві щебеню для будівництва доріг із гранітів, порфіритів, діоритів та інших матеріалів доцільне використання ударно-відцентрових дробарок ПП НВО «Центр». Промислове впровадження нових технологій і матеріалів дозволило досягти наступних результатів (Додаток Б):

- підвищення безпеки руху. Існуючий коефіцієнт зчеплення автомобільного колеса з поверхнею дорожнього покриття на автомобільних дорогах (за фактичними систематичними вимірами Білоруського дорожнього науково-дослідного інституту БелДорНДІ) становить 0,33...0,48 [11];
- збільшення терміну служби дорожнього покриття: приживлюваність щебеню склала 95...97 % при терміні служби 5 років (міжремонтний норматив 4 роки);
- при налаштуванні поверхневої обробки на емульсії щебінкою кубовидної форми фракції (6,3...10) мм коефіцієнт зчеплення становить 0,6...0,71, а на щебінці фракції (2...4) мм коефіцієнт зчеплення досягає значення 0,9. Фактичне зростання коефіцієнта безпеки становить 50 %;
- різко знижується ймовірність заносу й втрати керування автомобілем при різкому гальмуванні й прискоренні на мокрому покритті;
- зниження рівня шуму від транспорту, що рухається, при русі через населені пункти. Рівень шуму для різних типів покриттів наведений у табл. 2.2. [12].

Таблиця 4.2. Рівень шуму від транспорту, при рухові через населені пункти

Тип покриття	Рівень шуму
1. Асфальтобетон	80 d(A)
Поверхнева обробка щебінкою фракції (5-20) мм (використання щоккових і конусних дробарок)	88 d(A)
Поверхнева обробка емульсією при кубовидному щебені фракції (6,3...10) мм	77 d(A)

Як видно з табл. 4.2, зниження рівня шуму при використанні кубовидного щебеню досягає 12,5 %.

Вказані переваги дозволили за 5 років заощадити підприємству «Мінськoblшляхбуд» 1,5 млн. \$ США. Порівняльна вартість 1 м² дорожнього полотна при різних способах обробки з використанням матеріалів після конусних і щоккових дробарок і кубовидного щебеню після відцентрових дробарок виробництва ПП «НПО «Центр» наведена в табл. 4.3. і 4.4:

Технічні характеристики дробарок ПП «НПО «Центр» для одержання кубовидного щебеню, що використано на підприємствах Білорусії, Росії, України й Казахстану, наведено в Додатку Б.

За оцінкою об'єднання «Мінськоблшляхбуд» строк окупності відцентрово-ударної дробарки становить 1 рік.

Технологічні схеми виробництва кубовидного щебеню. Нижче наведено огляд сучасних технологічних схем виробництва кубовидного щебеню, рис. 4.1.

Повітряна гравітаційна класифікація - технологія розділення продукту крупністю менше ніж 4 мм, представлена на рис. 4.2.

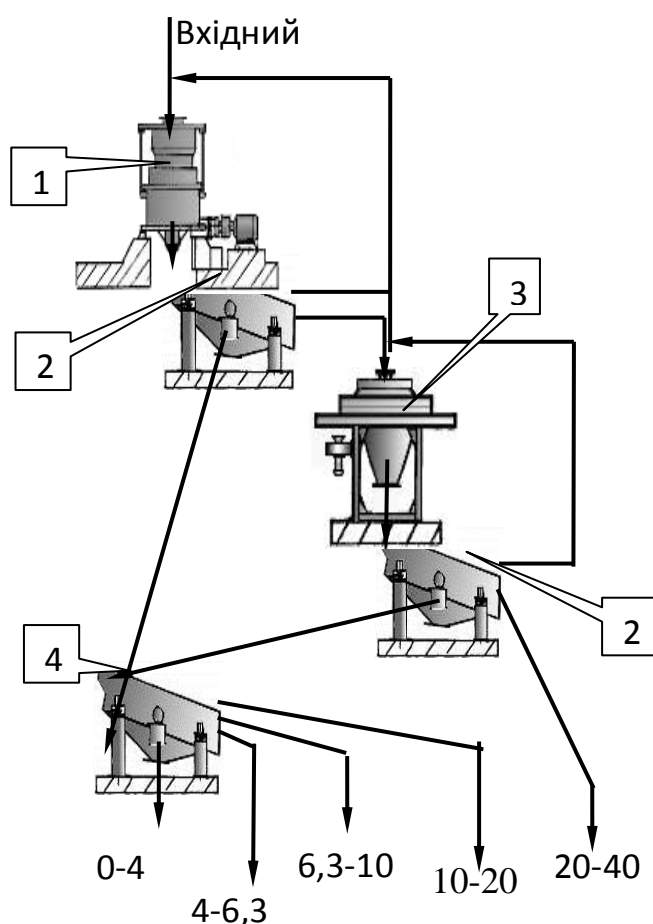


Рис. 4.1. Технологічна схема отримання кубовидного щебеню:
 1 – конусна дробарка; 2 – 2^х-ситовий грохот; 3 – відцентрова дробарка;
 4 – 3^х-ситовий грохот.

Таблиця 4.3. Порівняльна вартість 1 м ² при поверхневій обробці щебінкою		
Матеріал на 1 м ²	Витрата	Економія

	щебінь після конусних і щоккових дробарок	кубовидна щебінь після ударно-відцентрових дробарок	абсолютна	%
Щебінь, кг	20	8,5	11,5	57,5
Бітум, кг	1,2	0,77	0,43	35,8
Вартість, у.о.	0,63	0,34	0,29	46

Таблиця 4.4. Порівняльна вартість 1 м² при поверхневій обробці емульсією

Матеріал на 1 м ²	Витрата		Економія	
	щебінь після конусних і щоккових дробарок	кубовидна щебінь після ударно-відцентрових дробарок	абсолютна	%
Щебінь, кг	114	64	50	43,8
Бітум, кг	17,2	7,1	10,1	58,7
Мінеральний порошок, кг	24,8	0	24,8	100
Вартість, у.о.	5,31	3,28	2,03	38,2

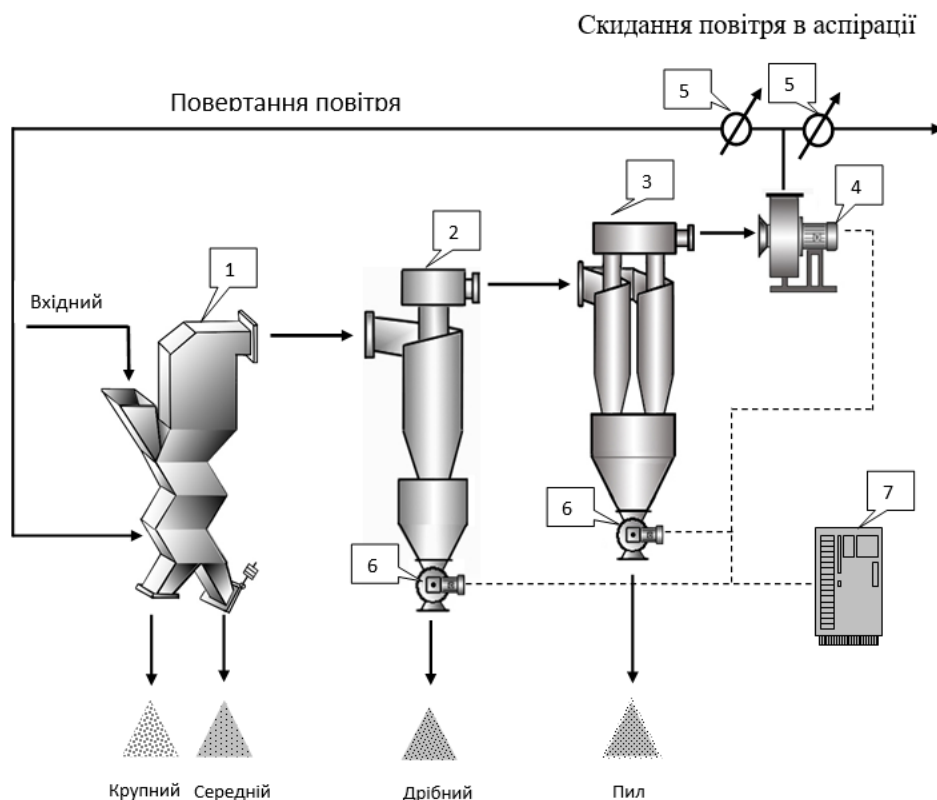


Рис. 4.2. Повітряна гравітаційна класифікація (розділення) продукту крупністю менше ніж 4 мм

1 - класифікатор каскадно-гравітаційний; 2 - циклон-розвантажувач 3 - циклон-відсаджувач; 4 – вентильатор; 5 – шибери; 6 - шлюзовий живильник; 7 - пульт керування

4.6. Обґрунтування технологічної схеми ДСЗ

Вибір і обґрунтування технологічної схеми ДСЗ починають з аналізу фракційного складу гірничої маси, табл. 4.5, що отримана після вибуху на кар'єрі і є вхідною гірничою масою для ДСЗ,

Таблиця 4.5. Фракційний склад вхідної гірничої маси

Розмір фракції, мм	Вихід фракції, в.о.	Розмір фракції, мм	Вихід фракції, в.о.
1	2	3	4
0...0,14	0,01	0...70	0,16
0...5	0,03	0...100	0,25
0...10	0,06	0...200	0,58
0...20	0,08	0...300	0,80
0...40	0,09	0...500	1,00

При виборі кількісних значень параметрів для розрахунку слід давати обґрунтування кожному з них та бібліографічне джерело, за яким обрано цей параметр. Також обов'язково вказують розмірність обраного параметра.

Методику вибору необхідної і достатньої кількості стадій дроблення на дробарно - сортувальному заводі складено на підставі порівняння загального ступеня дроблення ДСЗ і добутку частинних ступенів дроблення кожної стадії.

Загальний ступінь подрібнення в заводі $i_{\text{заг}}$

$$i_{\text{заг}} = D_{\text{max}} / d_{\text{max}} = 500 / 20 = 25, \text{ в.о.}, \quad (4.1)$$

де $D_{\text{max}} = 500$ – максимальний розмір куска вхідної гірничої маси, мм, таблиця 7.2;

$d_{\text{max}} = 20$ – максимальний отриманий кусок готової продукції ДСЗ, оскільки фракція (10...20) мм користується підвищеним попитом, бо використовується для виробництва асфальту, дорожнього покриття, в житловому будівництві як заповнювач для бетону і конструкцій з нього тощо.

Частковий ступінь подрібнення i_1 першої стадії:

$$i_1 = D_{\text{max}} / d_{1\text{max}} = 500 / 1,6 \cdot b_1 = 500 / 1,6 \cdot 75 = 4,2, \text{ в.о.}, \quad (4.2)$$

де $d_{1\text{max}} = 1,6 \cdot b_1 = 1,6 \cdot 75 = 120$ – максимальний розмір куска на виході дробарки ВЩД-600x800, мм; 1,6 – коефіцієнт закрупнення куска на вході в дробарку, в.о. [29, 30]; $b_1 = 75$ – ширина вхідної щілини дробарки ВЩД-600x800 для отримання максимальної кількості фракцій (10...20) мм, мм. [29, 30].

Частковий ступінь подрібнення i_2 другої дробарки КІД 900:

$$i_2 = d_{1\max} / d_{2\max} = 1,6 \cdot b_1 / 2,8 \cdot b_2 = 1,6 \cdot 75 / 2,8 \cdot 20 = 2,1, \text{ в.о.}, \quad (4.3)$$

де $d_{2\max} = 2,8 \cdot b_2 = 2,8 \cdot 20 = 56$ – максимальний розмір куска на виході дробарки, мм [30]; 2,8 – коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [29, 31]; $b_2 = 20$ – ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій (10...20) мм, мм. [29, 31].

Частковий ступінь подрібнення i_3 третьої дробарки КІД-900:

$$i_3 = d_{2\max} / d_{3\max} = 2,8 \cdot b_2 / 3,3 \cdot b_3 = 2,8 \cdot 20 / 3,3 \cdot 5 = 3,4, \text{ в.о.} \quad (4.4)$$

де $d_{3\max} = 3,3 \cdot b_3 = 3,3 \cdot 5 = 16,5$ – максимальний розмір куска на виході дробарки, мм [8, 30]; 3,3 – коефіцієнт закругнення куска на вході в дробарку, в.о. [29, 31]; $b_3 = 5$ – ширина вихідної щілини дробарки КІД-900 для отримання максимальної кількості фракцій (0...5) мм, [29, 31].

Для перевірки необхідної і достатньої кількості стадій ДСЗ за ступенем подрібнення повинна виконуватись умова необхідної і достатньої кількості стадій подрібнення:

$$i_{\text{заг}} < i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \cdot \dots \cdot i_n = 4,2 \cdot 2,1 \cdot 3,4 = 29,9 > 25 \quad (4.5)$$

Оскільки загальний ступінь подрібнення $i_{\text{заг}} = 29,9$, що більше 25, то достатньо трьох стадій.

Технологічна схема, наведена на рис.7.1, потребує трьохстадійного подрібнення з замкнутим циклом на останній стадії. Перед кожною стадією необхідно проводити грохочення. Попереднє грохочення застосовують при вмісті підрешітного класу у вихідному матеріалі не менше за 20 %.

На другій стадії дроблення в більшості випадків передбачають попереднє грохочення. На третій стадії дроблення при розмірах розвантажувальних щілин (5...7) мм попереднє грохочення застосовують завжди.

Замкнутий цикл на останній стадії подрібнення забезпечує можливість регулювання виходу за крупністю і сприяє збільшенню якості щебеню за рахунок зменшення кусків лещадної та голчастої форми.

4.7. Готова продукція дробарно-сортувальних заводів

Вітчизняний і зарубіжний досвід будівництва й експлуатації автомобільних доріг дозволив встановити, що щебінь для асфальтобетонних сумішей для верхніх шарів покриттів повинна випускатися у вигляді вузьких фракцій (5...10, 10...15, 15...20 мм). З вузьких фракцій порівняно просто підібрати необхідні суміші оптимального зернового складу.

З 60-х рр. минулого століття у Німеччині та інших європейських країнах для влаштування верхніх шарів дорожнього покриття почали

використовувати щебеневі мастильні асфальтобетонні суміші (ЩМА) з підвищеним вмістом зерен кубовидної форми, які забезпечили більш високу міцність, довготривалість і економічність верхніх дорожніх покриттів, краще зчеплення шин з дорогою.

Високі показники внутрішнього тертя забезпечують щільні асфальтобетони типу А на основі дроблених кам'яних матеріалів і спеціальні багатощебеневі суміші ЩМА за ТУ 5718.030.01393697-99. Вони мають вищий вміст міцної фракціонованої щебеню (70...80 %) з поліпшеною (кубовидною) формою зерен, що створює стійкий каркас. Підвищений вміст мінерального активованого порошку (8...15 %) і бітумного в'язучого (не менш 5,5 %) значно зменшує кількість порожнин в ущільненому шарі покриття.

У відповідності до ТУ-5718.030.01393697-99 були регламентовані суміші ЩМА-10, ЩМА-15 и ЩМА-20, що призначалися для влаштування верхніх шарів покриття товщиною 3...6 мм на основі щебеню крупністю до 10, 15 и 20 мм. Впровадження їх у практику будівництва автодоріг у 2 рази збільшило термін експлуатації, і у стільки ж разів знизило витрати на їх утримання.

Щебінь повинна мати добре виражену шорсткість природного відколу, тому перевага віддається гірським породам зернистої кристалічної структури, а також породам, здатним залишатися шорсткуватими за рахунок компонентів різної твердості згідно ВСН 73-67.

Щебінь для виробництва бетону. Щебінь як заповнювач бетонів утворює твердий кістяк, збільшує його міцність і модуль деформації, зменшує повзучість, усадку, підвищує його довговічність, скорочує витрату цементу.

Дрібний заповнювач – пісок - впливає на реологічні властивості бетонної суміші - в'язкість, граничне напруження зсуву бетону, а також на його щільність.

Форма зерен великого заповнювача безпосередньо впливає на зручність укладання бетонної суміші. Крім цього, щебінь із зернами плоскої (лещадної) або голчатої форми має значно більшу пустотність, ніж щебінь з зернами кубовидної форми.

В зарубіжних стандартах форма зерен оцінюється за так званим «індексом форми», тобто за середнім відношенням найбільшого й найменшого розмірів зерен проби. Така оцінка дозволяє судити про форму усієї маси зерен щебеню.

Згідно зі стандартом у Бельгії NV № 329, 1962 щебінь поділяють на три категорії: звичайний, недодроблений та передроблений кубічної форми (табл. 4.5).

Звичайний щебінь може мати зерна плоскої і голчатої форми за нашими стандартами. Але до щебеню більш високих категорій вимоги до форми зерен досить тверді.

Міцність бетону із збільшенням в щебені вмісту часток лещадної форми (до 50 і 100 %) знижується з одночасним зниженням об'ємної ваги бетону через недоуцільнення бетонної суміші.

Порівняльні фізико-механічні властивості щебеню різної лещадності наведені в табл. 4.6.

Таблиця 4.6. Категорії щебеню згідно зі стандартом NB № 329, 1962

Розмір фракцій у мм	Категорія щебеню		
	звичайний	недодроблений	передроблений кубічної форми
1	2	3	4
8–16; 8–12; 12–16	0,275	0,39	0,45
16–22	0,275	0,425	0,485
22–4	0,35	0,425	–
40–63	0,35	–	–

Таблиця 4.7. Фізико-механічні властивості щебеню різної лещадності

Властивості	Щебінь лещадна	Щебінь кубовидна
1	2	3
1. Вміст зерен лещадної і голкоподібної форми, %	89	0
2. Межа міцності при стисненні у водонасиченому стані (у циліндрі), МПа	40–60	120
3. Дробимість при стисненні в циліндрі, %	15– 2	2–5
4. Показник опору щебеню ударові на копрі ПМ	41–152	120–370
5. Зношування в поличному барабані, %	18–29	15–20
6. Марка за морозостійкістю	25	300

Технології й устаткування для виробництва високоякісних щебеню.

При виробництві щебеню кубовидної форми необхідно враховувати, що форма зерен дробленого матеріалу визначається текстурно-структурними особливостями вихідної гірської породи, використовуваним устаткуванням і технологією переробки. Форма зерен щебеню залежить також від принципу роботи дробарного агрегату. Оптимальна ізометрична кубоподібна форма створюється в агрегатах ударної дії - молоткових, ударно-відцентрових і відбійно-відцентрових дробарках. З агрегатів, що роздавлюють камінь, (щоківі, валкові, стандартні конусні дробарки) одержують щебінку з

високим вмістом зерен лещадної і голчатої форми. Так, при дробленні пісковиків у відбійно-відцентровій дробарці ОЦД-100 лещадні й голчаті зерна склали 9...13 % у фракції 5...10 мм і всього 4,6...5,3 % - у фракції 10...20 мм, у той час як щебінь з конусної дробарки СМ-561 містила відповідно 53...55 % і 39...50 % таких зерен. У гранітній щебінці із дробарки ОЦД-100 лещадних й голчатих зерен було тільки 6 і 2 %, а в щебінці з дробарки СМ-561 - відповідно 23 і 14 %, тобто в 4...7 разів більше.

Для одержання щебеню кубовидної форми застосовують спеціальні конусні дробарки або дробарки ударної дії. Останні дозволяють одержувати щебіньку, форма зерен якої близька до кубовидної, але іноді й і до окатанної. Крім того, вони є дорогими в експлуатації й характеризуються підвищеним виходом відсіву дроблення. Деякого зниження вмісту зерен лещадної форми в щебінці можна домогтися й при використанні стандартних конусних дробарок. Для цього необхідно, щоб у процесі роботи була повністю заповнена камера дроблення. При цьому здрібнювання відбувається не тільки між конусами дробарки, але й між зернами матеріалу, що перебувають у камері (дроблення «у шарі» або «у стиснутих умовах»). У такому випадку наявні у вихідному матеріалі зерна лещадної форми, що утворюються в процесі дроблення, як механічно найбільш слабкі, руйнуються. Для здійснення цього процесу дробарка повинна бути обладнана більш потужним електродвигуном, датчиком рівня матеріалу в камері дроблення, а також акумулювальним бункером з живильником.

У табл. 4.8. наводяться дані про застосування різних типів дробарних агрегатів для виробництва щебеню. На підставі їхнього аналізу можна зробити висновок, що для одержання кубовидного щебеню необхідно забезпечити багаторазовий вплив механізму, що дробить, на шматок породи, а руйнуюча сила повинна діяти не на роздавлення, а на зсув.

Грунтуючись на цих принципах, способи виробництва кубовидного щебеню можуть бути наступними, табл. 4.8:

- використання стандартних конусних дробарок, що працюють «під завалом» у замкнутому циклі;
- використання роторних молоткових дробарок;
- використання роторних відцентрових дробарок;
- використання дробарок, що забезпечують багаторазовий зсувний вплив на породу.
- використання конусних виброінерційних дробарок.

Використання ударних і відбивних дробарок, в остаточному підсумку, може розглядатися як додаткова операція дроблення, призначення якої - виправлення форми зерен без істотного скорочення розмірів матеріалу, що дробиться.

Відцентрові дробарки ударного типу з невеликими конструктивними відмінностями виготовляють за кордоном. Це російська асоціація «Урал-Центр», Закрите Акціонерне Товариство «Нові технології», БАТ «Дробмаш». Іноземні виробники - фірма «Metso Minerals» (Фінляндія), KRUPP, MARTIN

STECKERT, FORSTER, SPILLE (Німеччина) і інші. Все більше використання в Росії знаходять дробарки Metso Minerals, Nakayama, Komatsu, Westphalia and Braun, Krupp Fordertechnik та інших іноземних фірм.

Таблиця 4.8. Порівняльна характеристика різних технологій одержання кубовидного щебеню

Технологія	Стандартна конусна дробарка під завалом	Стандартна конусна дробарка під завалом у замкнутому циклі	Роторна молоткова дробарка	Роторна відцентрова дробарка	Конусна вібро-інерційна дробарка
1	2	3			6
Лещадність, що забезпечується %	25–40	15–30	10–20	5–15	10–15
Ступінь дроблення	2,5–4	3–5	4–6	2–3	4–10
Діапазон крупності, мм живлення	80	80	100	40–60	60–270
Діапазон крупності, мм готовий м-л	25	20	20	20	15–60
Вихід відсіву (–5мм)	низький	високий	високий	високий	Середній
Питома метало-ємність	середня	висока	низька	низька	Висока
Питома енергоємність	низька	середня	висока	середня	Низька
Примітки		Різко зростають транспортні потоки, зниження продуктивності дробарки по готовому продукту	Застосування тільки на маломісних неабразивних матеріалах	Вимагає порівняно дрібного живлення	Ступінь дроблення може регулюватися без зупинки машини

Відцентрові дробарки-гранулятори можуть приймати максимальний кусок не більше 60...70 мм (краще 40 мм) і виготовляти кубовидну щебінку фракції 5...20 мм із продуктивністю по живленню до 200 т/год і виходом фракції менше, ніж 5 мм – 35...50 %.

Руйнування дробимого матеріалу «у шарі» стосовно конусних дробарок - порівняно новий технологічний метод. Фахівцями «Механобра» розроблені нові зразки дезінтегрую чого вібраційного устаткування, що

забезпечують примусове самоздрібнювання матеріалу усередині власного шару під впливом віброімпульсного стиснення з одночасним зрушенням при дозуванні сили впливу на шар матеріалу за величиною межі міцності дефектних поверхонь його структури. Реалізація таких принципів раціонального руйнування здійснюється в конусних інерційних дробарках (КІД) і вібраційних щоккових дробарках (ВЩД).

4.8. Розрахунок якісно-кількісної схеми заводу

Вихід продукту операцій 2, 3, 6, рисунок 4.3:

$$\gamma_2 = \gamma_1^{-100} \cdot E_1 = 0,25 \cdot 0,7 = 0,17, \text{ в.о.}, \quad (4.6)$$

де $\gamma_1^{-100} = 0,25$ – вихід фракцій (0...100) мм у вхідній гірничій масі, таблиця 7.2, в.о.; $E=0,7$ - ефективність грохочення першої операції при використанні інерційного грохота ГІТ-21, прийнята за табл. 4.9. [3] для розрахунку гіршого варіанту, в.о.

Вихід продукту операції 3 та 6, рис.7.1:

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 = 1 - 0,17 = 0,83; \quad (4.7)$$

$$\gamma_6 = \gamma_3 = 0,83. \quad (4.8)$$

Таблиця 4.9. Ефективність операцій грохочення

Найменування операції	Тип обладнання	Ефективність грохочення, %
1	2	3
Попереднє грохочення перед першою стадією подрібнення	Колосниковий нерухомий грохот	60...70
	Інерційний грохот	70...85
Те ж саме перед другою стадією подрібнення	Вібраційний грохот	85...90
Кінцеве товарне грохочення, грохочення в замкненому циклі	Інерційний грохот	90...98
	Вібраційний грохот	90...98
Класифікація	Спіральний класифікатор	60...70
Промивання	Коритні і вібраційні промивальні машини	85...95

Фракційна ефективність операції грохочення 1:

$$E_1^{-d} = 1 - (1 - E_1) \cdot (d/100)^c, \quad (4.9)$$

де

$$C = K_1 \cdot E_1 / (1 - E_1) = 1,06 \cdot 0,7 / (1 - 0,7) = 2,47; \quad (4.10)$$

$$K_1 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_1^{-100} / \gamma_1^{-50}) = 3,222 \cdot \lg(0,25 / 0,15) = 1,06, \quad (4.11)$$

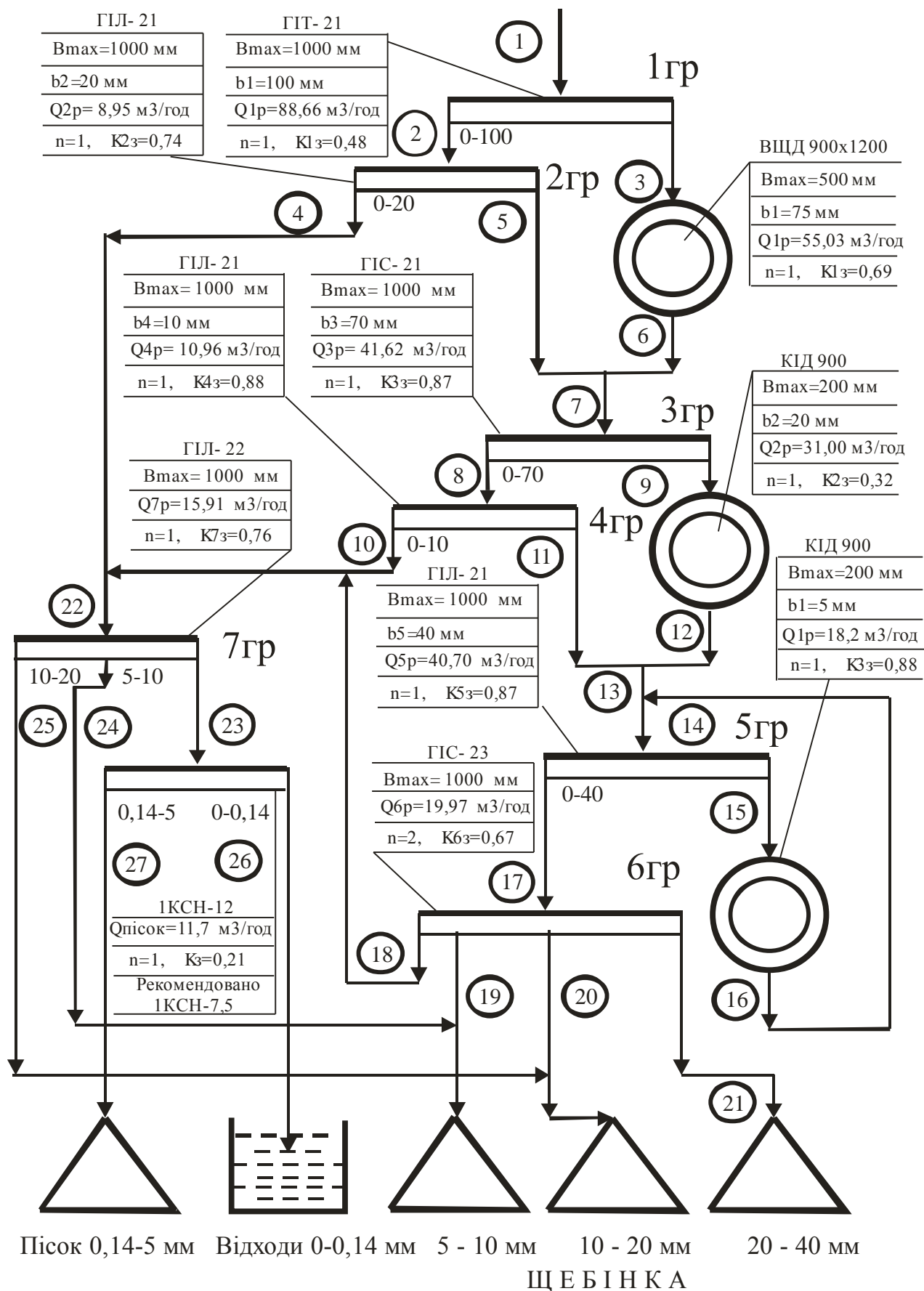


Рис. 4.3. Технологічна схема ДСЗ з річною продуктивністю 250 тис.м³/рік готової продукції з вихідної гірничої маси

де $\gamma_1^{-50}=0,15$ – вихід фракції (0...50) мм у вхідній гірничій масі, визначено з характеристики крупності вхідної гірничої маси, табл. 4.5.

Отже, за (4.9) фракційна ефективність грохочення на 1-й операції:

$$\begin{aligned} E_1^{-100} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_1/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (100/100)^{2,47} = 0,7; \\ E_1^{-70} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_2/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (70/100)^{2,47} = 0,87; \\ E_1^{-40} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_3/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (40/100)^{2,47} = 0,96; \\ E_1^{-20} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_4/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (20/100)^{2,47} = 0,99; \\ E_1^{-10} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_5/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (10/100)^{2,47} = 0,99; \\ E_1^{-5} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_6/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (5/100)^{2,47} = 0,99; \\ E_1^{-0,14} &= 1 - (1 - E_1) \cdot (d_7/100)^c = 1 - (1 - 0,7) \cdot (0,14/100)^{2,47} = 0,99. \end{aligned}$$

Характеристика крупності продуктів операції 2:

$$\begin{aligned} \gamma_2^{-d} &= \gamma_1^{-d} \cdot E_1^{-d}, \text{ в.о.} \\ \gamma_2^{-100} &= \gamma_1^{-100} \cdot E_1^{-100} = 0,25 \cdot 0,7 = 0,17; \\ \gamma_2^{-70} &= \gamma_1^{-70} \cdot E_1^{-70} = 0,16 \cdot 0,87 = 0,14; \\ \gamma_2^{-40} &= \gamma_1^{-40} \cdot E_1^{-40} = 0,09 \cdot 0,96 = 0,09; \\ \gamma_2^{-20} &= \gamma_1^{-20} \cdot E_1^{-20} = 0,08 \cdot 0,99 = 0,08; \\ \gamma_2^{-10} &= \gamma_1^{-10} \cdot E_1^{-10} = 0,06 \cdot 0,99 = 0,06; \\ \gamma_2^{-5} &= \gamma_1^{-5} \cdot E_1^{-5} = 0,03 \cdot 0,99 = 0,03; \\ \gamma_2^{-0,14} &= \gamma_1^{-0,14} \cdot E_1^{-0,14} = 0,01 \cdot 0,99 = 0,01. \end{aligned} \quad (4.12)$$

Характеристика крупності продуктів операції 3:

$$\begin{aligned} \gamma_3^{-d} &= \gamma_1^{-d} - \gamma_2^{-d}, \text{ в.о.} \\ \gamma_3^{-100} &= \gamma_1^{-100} - \gamma_2^{-100} = 0,25 - 0,17 = 0,08; \\ \gamma_3^{-70} &= \gamma_1^{-70} - \gamma_2^{-70} = 0,16 - 0,14 = 0,02; \\ \gamma_3^{-40} &= \gamma_1^{-40} - \gamma_2^{-40} = 0,09 - 0,086 = 0,004; \\ \gamma_3^{-20} &= \gamma_1^{-20} - \gamma_2^{-20} = 0,08 - 0,08 = 0; \\ \gamma_3^{-10} &= \gamma_1^{-10} - \gamma_2^{-10} = 0,06 - 0,06 = 0; \\ \gamma_3^{-5} &= \gamma_1^{-5} - \gamma_2^{-5} = 0,03 - 0,03 = 0; \\ \gamma_3^{-0,14} &= \gamma_1^{-0,14} - \gamma_2^{-0,14} = 0,01 - 0,01 = 0. \end{aligned} \quad (4.13)$$

Вихід продукту операцій 4, 5, 7:

$$\gamma_4 = \gamma_2^{-20} E_2 = 0,08 \cdot 0,87 = 0,0696, \quad (4.14)$$

Ефективність грохочення E_2 можна визначити за табл.4.9., або за емпіричною залежністю [15]:

$$E_2 = e \cdot k_1' \cdot k_2' \cdot k_3' = 89 \cdot 1,05 \cdot 0,95 \cdot 0,98 = 87, \%, \quad (4.15)$$

де $e = 89$ - еталонна ефективність грохочення для середніх умов, % (Додаток В, табл. В1.);

$k_1 = 1,05$ - коефіцієнт, що враховує кут нахилу грохота 12° (Додаток В, табл. В2.);

$k_2 = 0,95$ - коефіцієнт, що враховує процентний вміст зерен нижнього класу у вихідному матеріалі (Додаток В, таблиця В2.);

$k_3 = 0,98$ - коефіцієнт, що враховує процентний вміст у нижньому класі зерен з розміром, меншим за половину розміру отвору сита (Додаток В, табл.В2.).

$$\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4 = 0,17 - 0,0696 = 0,1; \quad (4.16)$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 + \gamma_6 = 0,1 + 0,83 = 0,93; \quad (4.17)$$

Фракційна ефективність операції грохочення 2:

$$E_2^{-d} = 1 - (1 - E_2) \cdot (d/20)^c, \quad (4.18)$$

де

$$C = K_2 \cdot E_2 / (1 - E_2) = 0,58 \cdot 0,87 / (1 - 0,87) = 3,88;$$

$$K_2 = 3,222 \cdot \lg(\gamma_2^{-20} / \gamma_2^{-10}) = 3,222 \cdot \lg(0,09 / 0,06) = 0,58,$$

де $\gamma_1^{-10} = 0,06$ визначено з характеристики крупності вхідної гірничої маси, в.о.;

Отже (4.18):

$$E_2^{-20} = 1 - (1 - E_2) \cdot (d_4/20)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (20/20)^{3,88} = 0,87;$$

$$E_2^{-10} = 1 - (1 - E_2) \cdot (d_5/20)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (10/20)^{3,88} = 0,99;$$

$$E_2^{-5} = 1 - (1 - E_2) \cdot (d_6/20)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (5/20)^{3,88} = 0,99;$$

$$E_2^{-0,14} = 1 - (1 - E_2) \cdot (d_7/20)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (0,14/20)^{3,88} = 0,99.$$

Характеристика крупності продуктів операції 5:

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} (1 - E_2^{-d}), \text{ якщо } d < 20; \quad (4.19)$$

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} - \gamma_4, \text{ якщо } d = > 20. \quad (4.20)$$

Розрахунок проведений за формулою $\gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4$, бо продукт операції 5 складається з фракцій (20...100) мм, тобто відповідає умові $d = 20$ або > 20 , що задовольняє даній формулі.

$$\gamma_5^{-100} = \gamma_2^{-100} - \gamma_4 = 0,17 - 0,0696 = 0,10;$$

$$\gamma_5^{-70} = \gamma_2^{-70} - \gamma_4 = 0,14 - 0,08 = 0,06;$$

$$\gamma_5^{-40} = \gamma_2^{-40} - \gamma_4 = 0,086 - 0,08 = 0,006;$$

$$\gamma_5^{-20} = \gamma_2^{-20} \cdot (1 - E_2^{-20}) = 0,08 \cdot (1 - 0,87) = 0,01;$$

$$\gamma_5^{-10} = \gamma_2^{-10} \cdot (1 - E_2^{-10}) = 0,06 \cdot (1 - 0,99) = 0,006;$$

$$\gamma_5^{-5} = \gamma_2^{-5} \cdot (1 - E_2^{-5}) = 0,03 \cdot (1 - 0,99) = 0,003;$$

$$\gamma_5^{-0,14} = \gamma_2^{-0,14} \cdot (1 - E_2^{-0,14}) = 0,01 \cdot (1 - 0,99) = 0,00.$$

Характеристика крупності продуктів операції 6 після першої дробарки:

$$\gamma_6^{-d} = \gamma_3^{-d} + \gamma_3^{i1} \cdot b_{i1}^{-d}, \quad (4.21)$$

де $i1$ – обрана ширина вихідної щілини дробарки на операції 3 подрібнення;
 b_{i1}^{-d} – вміст фракцій (0...d) мм в роздібненому продукті на операції 3 дроблення.

Ширину вихідної щілини дробарки приймаємо 100 мм, щоб отримати найбільшу кількість фракції щебеню (10...20) мм. Тоді за характеристикою крупності, яка наведена у [3] або у Додатку Г, рис. Г.1, знаходимо, що вихід продукту при прийнятій ширині вихідної щілини дробарки $\gamma_3^{i1} = 0,52$.

Склад необхідного класу від 0 до d в подрібненому продукті:

$$b_{i1}^{-d} = 1 - \gamma_3^{i1}. \quad (4.22)$$

Величина γ_3^{i1} визначається за типовою характеристикою крупності [3]:

$$\begin{aligned} b_{i1}^{-100} &= 1 - 0,52 = 0,48; \\ b_{i1}^{-70} &= 1 - 0,63 = 0,37; \\ b_{i1}^{-40} &= 1 - 0,95 = 0,05; \\ b_{i1}^{-20} &= 1 - 0,97 = 0,03; \\ b_{i1}^{-10} &= 1 - 0,99 = 0,01; \\ b_{i1}^{-5} &= 1 - 0,99 = 0,01; \\ b_{i1}^{-0,14} &= 1 - 1 = 0. \end{aligned}$$

Тоді за (4.21):

$$\begin{aligned} \gamma_6^{-100} &= \gamma_3^{-100} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-100} = 0,08 + 0,52 \cdot 0,48 = 0,33; \\ \gamma_6^{-70} &= \gamma_3^{-70} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-70} = 0,02 + 0,52 \cdot 0,37 = 0,21; \\ \gamma_6^{-40} &= \gamma_3^{-40} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-40} = 0,004 + 0,52 \cdot 0,05 = 0,03; \\ \gamma_6^{-20} &= \gamma_3^{-20} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-20} = 0 + 0,52 \cdot 0,03 = 0,016; \\ \gamma_6^{-10} &= \gamma_3^{-10} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-10} = 0 + 0,52 \cdot 0,01 = 0,005; \\ \gamma_6^{-5} &= \gamma_3^{-5} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-5} = 0 + 0,52 \cdot 0,01 = 0,0005; \\ \gamma_6^{-0,14} &= \gamma_3^{-0,14} + \gamma_3^{i1} b_{i1}^{-0,14} = 0 + 0,6 \cdot 0 = 0. \end{aligned}$$

Характеристика крупності продуктів операції 7 :

$$\begin{aligned} \gamma_7^{-d} &= \gamma_3^{-d} - \gamma_6^{-d}, \text{ якщо } d \leq 70. \quad (4.23) \\ \gamma_7^{-70} &= \gamma_5^{-70} + \gamma_6^{-70} = 0,06 + 0,21 = 0,27; \\ \gamma_7^{-40} &= \gamma_5^{-40} + \gamma_6^{-40} = 0,02 + 0,03 = 0,05; \\ \gamma_7^{-20} &= \gamma_5^{-20} + \gamma_6^{-20} = 0,01 + 0,016 = 0,026; \\ \gamma_7^{-10} &= \gamma_5^{-10} + \gamma_6^{-10} = 0 + 0,005 = 0,005; \\ \gamma_7^{-5} &= \gamma_5^{-5} + \gamma_6^{-5} = 0 + 0,005 = 0,005; \\ \gamma_7^{-0,14} &= \gamma_5^{-0,14} + \gamma_6^{-0,14} = 0 + 0 = 0,00. \end{aligned}$$

Вихід продукту операції 8, 9, 12:

$$\gamma_8 = \gamma_7^{-70} \cdot E_3 = 0,27 \cdot 0,87 = 0,24, \quad (4.25)$$

Ефективність грохочення на третьому грохоті (операції 7) визначена за емпіричною залежністю (4.15) [15].

$$\begin{aligned} E_3 &= 89 \cdot 1,05 \cdot 0,95 \cdot 0,98 = 87, \% ; \\ \gamma_9 &= \gamma_7 - \gamma_8 = 0,93 - 0,24 = 0,69; \\ \gamma_{12} &= \gamma_9 = 0,69. \end{aligned}$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 3 (операція 7):

$$E_3^{-d} = 1 - (1 - E_3) \cdot (d/70)^c, \quad (4.25)$$

де

$$\begin{aligned} C &= K_3 \cdot E_3 / (1 - E_3) = 1,87 \cdot 0,87 / (1 - 0,87) = 12,51; \\ K_3 &= 3,222 \cdot \lg(\gamma_7^{-70} / \gamma_7^{-40}) = 3,222 \cdot \lg(0,27 / 0,05) = 1,87, \end{aligned}$$

Отже,

$$\begin{aligned} E_3^{-70} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_2/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (70/70)^{12,51} = 0,87; \\ E_3^{-40} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_3/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (40/70)^{12,51} = 0,99; \\ E_3^{-20} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_4/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (20/70)^{12,51} = 0,99; \\ E_3^{-10} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_5/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (10/70)^{12,51} = 0,99; \\ E_3^{-5} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_6/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (5/70)^{12,51} = 0,99; \\ E_3^{-0,14} &= 1 - (1 - E_3) \cdot (d_7/70)^c = 1 - (1 - 0,87) \cdot (0,14/70)^{12,51} = 0,99. \end{aligned}$$

Характеристика крупності продуктів операції 8, 9:

$$\begin{aligned} \gamma_8^{-d} &= \gamma_7^{-d} \cdot E_3^{-d}; \\ \gamma_8^{-70} &= \gamma_7^{-70} \cdot E_3^{-70} = 0,27 \cdot 0,87 = 0,24; \\ \gamma_8^{-40} &= \gamma_7^{-40} \cdot E_3^{-40} = 0,05 \cdot 0,99 = 0,05; \\ \gamma_8^{-20} &= \gamma_7^{-20} \cdot E_3^{-20} = 0,026 \cdot 0,99 = 0,0257; \\ \gamma_8^{-10} &= \gamma_7^{-10} \cdot E_3^{-10} = 0,005 \cdot 0,99 = 0,00495; \\ \gamma_8^{-5} &= \gamma_7^{-5} \cdot E_3^{-5} = 0,005 \cdot 0,99 = 0,00495; \\ \gamma_8^{-0,14} &= \gamma_7^{-0,14} \cdot E_3^{-0,14} = 0 \cdot 0,99 = 0,00. \end{aligned} \quad (4.26)$$

Характеристика крупності продуктів операції 9:

$$\begin{aligned} \gamma_9^{-d} &= \gamma_7^{-d} - \gamma_8^{-d} = \gamma_7^{-d} \cdot (1 - E_3^{-d}). \\ \gamma_9^{-70} &= \gamma_7^{-70} - \gamma_8^{-70} = 0,27 - 0,24 = 0,03; \\ \gamma_9^{-40} &= \gamma_7^{-40} - \gamma_8^{-40} = 0,05 - 0,0495 = 0,001; \\ \gamma_9^{-20} &= \gamma_7^{-20} - \gamma_8^{-20} = 0,026 - 0,0257 = 0,0003; \\ \gamma_9^{-10} &= \gamma_7^{-10} - \gamma_8^{-10} = 0,005 - 0,00495 = 0,00005; \\ \gamma_9^{-5} &= \gamma_7^{-5} - \gamma_8^{-5} = 0,005 - 0,00495 = 0,00005; \end{aligned} \quad (4.27)$$

$$\gamma_9^{-0,14} = \gamma_7^{-0,14} - \gamma_8^{-0,14} = 0,00.$$

Вихід продуктів операцій 10, 11, 13:

$$\gamma_{10} = \gamma_8^{-10} \cdot E_4 = 0,00495 \cdot 0,85 = 0,004, \quad (4.28)$$

де $E_4 = 0,85$ – ефективність грохочення на четвертому грохоті (операція 8) прийнята мінімальною, що забезпечує ефективне грохочення для збільшення завантаження дробарки [3] або у табл. 7.3.

$$\gamma_{11} = \gamma_8 - \gamma_{10} = 0,24 - 0,004 = 0,236; \quad (4.29)$$

$$\gamma_{13} = \gamma_1 - \gamma_4 - \gamma_{10} = 1 - 0,0696 - 0,004 = 0,926. \quad (4.30)$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 4 (операція 8):

$$E_4^{-d} = 1 - (1 - E_4)(d/10)^c, d < 10,$$

$$\text{де } K_4 = 3,222 \lg(\gamma_8^{-10} / \gamma_8^{-5}) = 3,222 \lg(0,00495 / 0,00495) = 0,03;$$

$$C = K_4 E_4 / (1 - E_4) = 0,03 \cdot 0,85 / (1 - 0,85) = 0,27;$$

$$E_4^{-10} = 1 - (1 - 0,85)(10/10)^{0,27} = 0,90;$$

$$E_4^{-5} = 1 - (1 - 0,85)(5/10)^{0,27} = 0,92;$$

$$E_4^{-0,14} = 1 - (1 - 0,85)(0,14/10)^{0,27} = 0,97.$$

Характеристика крупності продуктів операцій 11, 12, 13:

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} \cdot (1 - E_4^{-d}), \text{ якщо } d < 10; \quad (4.31)$$

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} - \gamma_{10}, \text{ якщо } d = 10 \text{ або } d > 10; \quad (4.32)$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{i6} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d = i6 \text{ або } d < i2; \quad (4.33)$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{id} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d > i2; \quad (4.34)$$

$$\gamma_{13}^{-d} = \gamma_{11}^{-d} + \gamma_{12}^{-d}. \quad (4.35)$$

Характеристики крупності продуктів операції 11:

Розрахунки проводимо за $\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} - \gamma_{10}$, так як $d = 10$ або $d > 10$:

$$\gamma_{11}^{-70} = \gamma_8^{-70} - \gamma_{10} = 0,24 - 0,00347 = 0,237;$$

$$\gamma_{11}^{-40} = \gamma_8^{-40} - \gamma_{10} = 0,05 - 0,00347 = 0,047;$$

$$\gamma_{11}^{-20} = \gamma_8^{-20} - \gamma_{10} = 0,0257 - 0,00347 = 0,022;$$

$$\gamma_{11}^{-10} = \gamma_8^{-10} - \gamma_{10} = 0,00495 - 0,00347 = 0,0015;$$

$$\gamma_{11}^{-5} = \gamma_8^{-5} \cdot (1 - E_4^{-5}) = 0,00495 (1 - 0,92) = 0,0004;$$

$$\gamma_{11}^{-0,14} = \gamma_8^{-0,14} \cdot (1 - E_4^{-0,14}) = 0 (1 - 0,99) = 0,00.$$

Характеристики крупності продуктів операції 12 після другої дробарки:

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{id} \cdot b_{i2}^{-d}, \text{ якщо } d > i2 \quad (4.36)$$

Величина b_{i2}^{-d} визначається за типовою характеристикою крупності другої дробарки [3], так само, як в (4.21, 4.22):

$$\begin{aligned} b_{i2}^{-70} &= 1 - 0,22 = 0,78; \\ b_{i2}^{-40} &= 1 - 0,50 = 0,50; \\ b_{i2}^{-20} &= 1 - 0,72 = 0,28; \\ b_{i2}^{-10} &= 1 - 0,87 = 0,13; \\ b_{i2}^{-5} &= 1 - 0,93 = 0,07; \\ b_{i2}^{-0,14} &= 1 - 0,98 = 0,02; \\ \gamma_{12}^{-70} &= \gamma_9^{-70} + \gamma_9^{+70} \cdot b_{i2}^{-70} = 0,03 + 0,22 \cdot 0,78 = 0,202; \\ \gamma_{12}^{-40} &= \gamma_9^{-40} + \gamma_9^{+40} \cdot b_{i2}^{-40} = 0,0005 + 0,5 \cdot 0,5 = 0,251; \\ \gamma_{12}^{-20} &= \gamma_9^{-20} + \gamma_9^{+20} \cdot b_{i2}^{-20} = 0,0003 + 0,72 \cdot 0,28 = 0,219; \\ \gamma_{12}^{-10} &= \gamma_9^{-10} + \gamma_9^{+10} \cdot b_{i2}^{-10} = 0,00005 + 0,87 \cdot 0,13 = 0,113; \\ \gamma_{12}^{-5} &= \gamma_9^{-5} + \gamma_9^{+5} \cdot b_{i2}^{-5} = 0,00005 + 0,93 \cdot 0,07 = 0,066; \\ \gamma_{12}^{-0,14} &= \gamma_9^{-0,14} + \gamma_9^{+0,14} \cdot b_{i2}^{-0,14} = 0 + 0,98 \cdot 0,02 = 0,0196. \end{aligned}$$

Характеристика крупності продукту операції 13:

$$\begin{aligned} \gamma_{13}^{-70} &= \gamma_{11}^{-70} + \gamma_{12}^{-70} = 0,237 + 0,202 = 0,439; \\ \gamma_{13}^{-40} &= \gamma_{11}^{-40} + \gamma_{12}^{-40} = 0,047 + 0,251 = 0,298; \\ \gamma_{13}^{-20} &= \gamma_{11}^{-20} + \gamma_{12}^{-20} = 0,022 + 0,219 = 0,241; \\ \gamma_{13}^{-10} &= \gamma_{11}^{-10} + \gamma_{12}^{-10} = 0,0015 + 0,113 = 0,115; \\ \gamma_{13}^{-5} &= \gamma_{11}^{-5} + \gamma_{12}^{-5} = 0 + 0,066 = 0,066; \\ \gamma_{13}^{-0,14} &= \gamma_{11}^{-0,14} + \gamma_{12}^{-0,14} = 0 + 0,0196 = 0,0196. \end{aligned}$$

Вихід продуктів операцій 15, 16 :

Приймаємо $E_5 = 0,90$ – загальна ефективність грохочення на п'ятому грохоті (операція 14), b_5^{-d} – вміст фракції від 0 до d_5 визначається за типовою характеристикою крупності [3] або так само, як в (4.21, 4.22):

$$\begin{aligned} b_5^{-70} &= 1 - 0,12 = 0,88; \\ b_5^{-40} &= 1 - 0,42 = 0,58; \\ b_5^{-20} &= 1 - 0,69 = 0,31; \\ b_5^{-10} &= 1 - 0,82 = 0,18; \\ b_5^{-5} &= 1 - 0,93 = 0,07; \\ b_5^{-0,14} &= 1 - 0,98 = 0,02; \\ \gamma_{15} &= \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-40} \cdot E_5 / (E_5 \cdot b_5^{-40}) = 0,926 - (0,298 \cdot 0,9 / (0,9 \cdot 0,58)) = 0,412; \quad (4.37) \\ \gamma_{16} &= \gamma_{15} = 0,412. \quad (4.38) \end{aligned}$$

Вихід продуктів операцій 14 та 17:

$$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{15} = 0,926 + 0,412 = 1,338; \quad (4.39)$$

$$\gamma_{17} = \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-20} \cdot E_5^{-20} = 0,926 - 0,241 \cdot 0,99 = 0,6874 \quad (4.40)$$

Фракційна ефективність грохочення на грохоті 5 (операція 14):

$$\begin{aligned} E_5^{-d} &= 1 - (1 - E_5)(d/40)^c; \\ K_5 &= 3,222 \lg(\gamma_{13}^{-40}/\gamma_{13}^{-20}) = 3,222 \lg(0,298/0,241) = 0,57; \\ C &= K_5 \cdot E_5 / (1 - E_5) = 0,57 \cdot 0,9 / (1 - 0,9) = 10,83; \\ E_5^{-20} &= 1 - (1 - 0,9)(20/40)^{10,83} = 0,99; \\ E_5^{-10} &= 1 - (1 - 0,9)(10/40)^{10,83} = 0,99; \\ E_5^{-5} &= 1 - (1 - 0,9)(5/40)^{10,83} = 0,99; \\ E_5^{-0,14} &= 1 - (1 - 0,9)(0,14/40)^{10,83} = 0,99. \end{aligned} \quad (4.41)$$

Характеристика крупності продукту операції 17:

$$\gamma_{17}^{-d} = \gamma_{13}^{-d} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-d}, \text{ якщо } d < d_6; \quad (4.42)$$

де b_{i3}^{-d} – вміст зерен відповідної фракції у надрешітному продукті грохота 6 (операція 17). Визначається за характеристикою крупності третьої дробарки [3].

$$\begin{aligned} \gamma_{17}^{-20} &= \gamma_{13}^{-20} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-20} = 0,236 + 0,413 \cdot 0,31 = 0,364; \\ \gamma_{17}^{-10} &= \gamma_{13}^{-10} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-10} = 0,115 + 0,413 \cdot 0,18 = 0,189; \\ \gamma_{17}^{-5} &= \gamma_{13}^{-5} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-5} = 0,066 + 0,413 \cdot 0,07 = 0,096; \\ \gamma_{17}^{-0,14} &= \gamma_{13}^{-0,14} + \gamma_{15} \cdot b_{i3}^{-0,14} = 0,0196 + 0,413 \cdot 0,02 = 0,028. \end{aligned}$$

Фракційна ефективність операції товарного сортування на шостому грохоті (операція 17):

$$E_6^{-d} = 1 - (1 - E_6)(d/10)^c, \%, \quad (4.43)$$

$$\text{де } K_6 = 3,222 \lg(\gamma_{17}^{-10}/\gamma_{17}^{-5}) = 3,222 \lg(0,189/0,095) = 0,95;$$

$$\begin{aligned} C &= K_6 \cdot E_6 / (1 - E_6) = 0,95 \cdot 0,95 / (1 - 0,95) = 18,05; \\ E_6^{-10} &= 1 - (1 - 0,95)(10/10)^{18,05} = 0,95; \\ E_6^{-5} &= 1 - (1 - 0,95)(5/10)^{18,05} = 0,99; \\ E_6^{-0,14} &= 1 - (1 - 0,95)(0,14/10)^{18,05} = 0,99. \end{aligned}$$

Вихід продуктів операції 18:

$$\gamma_{18} = \gamma_{13} - \gamma_{17} = 0,926 - 0,6874 = 0,2386 \quad (4.44)$$

Вихід відходів фракції (5-10) мм операції 19:

$$\gamma_{19} = \gamma_{17}^{-5} \cdot E_6^{-5} = 0,096 \cdot 0,99 = 0,09504. \quad (4.45)$$

Вихід щебеню фракції (10...20) мм після операції 20:

$$\gamma_{20} = \gamma_{17} - (\gamma_{21} + \gamma_{17}^{-5} \cdot E_6^{-5}) = 0,6874 - (0,508 + 0,096 \cdot 0,99) = 0,0844. \quad (4.46)$$

Вихід щебеню фракції (20...40) мм після операції 21:

$$\gamma_{21} = \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-10} E_6^{-10} = 0,6874 - 0,189 \cdot 0,95 = 0,508. \quad (4.47)$$

Вихід готової продукції:

$$\gamma_{\text{гот}} = \gamma_{19} + \gamma_{20} + \gamma_{21} = 0,09504 + 0,0844 + 0,508 = 0,6874. \quad (4.48)$$

Перевірка:

$$\gamma_1 = \gamma_{\text{гот}} + \gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{18} = 0,6874 + 0,0696 + 0,004 + 0,2386 = 0,9996. \quad (4.49)$$

4.9. Пластинчасті живильники

Живильники призначені для подачі вхідного матеріалу, повернення до технологічної лінії і живлення з керуванням за якістю для сипких матеріалів при переробці корисних копалин і у виробництві заповнювачів для бетону.

Широкий діапазон типів и моделей передбачає вибір найпридатнішого живильника для конкретних виробничих умов. У табл. 4.10 наведено основні характеристики і області застосування живильників.

Живильники вібраційні, рис. 4.4., призначені для крупногабаритного матеріалу і використовуються для живлення дробарок першої стадії дроблення.

У разі обладнання колосниковими секціями живильники можуть також відбирати дрібні фракції для розвантаження першої дробарки. Це знижує енергетичні витрати на дроблення і підвищує ресурс роботи дробарок. Надійні і універсальні, вони мають меншу, ніж пластинчасті живильники, вартість. Продуктивність вібраційних живильників коливається від 25 до 1500 т/год (15 ... 1000 м³/год).

Пластинчасті живильники можуть працювати із сухими, вологими або липкими матеріалами й діяти в забруднених або корозійно-активних середовищах.

Компанія «Metso Minerals» м. Хельсінкі, Фінляндія, випускає живильники, які придатні для живлення й подачі матеріалів з керуванням по кількості в умовах шахт, кар'єрів і на різних промислових об'єктах, рис. 4.5.

Таблиця 4.10. Основні характеристики і області застосування живильників.

Установка	Пластинчатий живильник	Вібраційний живильник
1	2	3
Діапазон продуктивності	до 10000 т/год	до 2000 т/год
Максимальний розмір куска	до 50 % ширини ланцюга	до 80 % ширини столу
Основні області використання	робота у важкому режимі; подача сировини; повертання на переробку великих кусків.	робота у важкому режимі; живлення дробарок першої стадії; повертання на переробку негабаритних кусків;
Переваги	висока ударна міцність; ефективне керування потоком; можливість піднімання матеріалу; змінна довжина; можливість переробки глинистих матеріалів з високим вмістом вологи.	висока безпечність; попереднє відокремлення дрібних фракцій; простота обслуговування; ефективність керування потоком; низька вартість
Недоліки	велика вартість; погане ущільнення, потребує додаткових очищувачів; не виконує сортування або відсів дрібних фракцій.	неможливість піднімання матеріалу; обмежена довжина; велика встановлена потужність; погіршення працездатності і зупинки при наявності глинистих порід

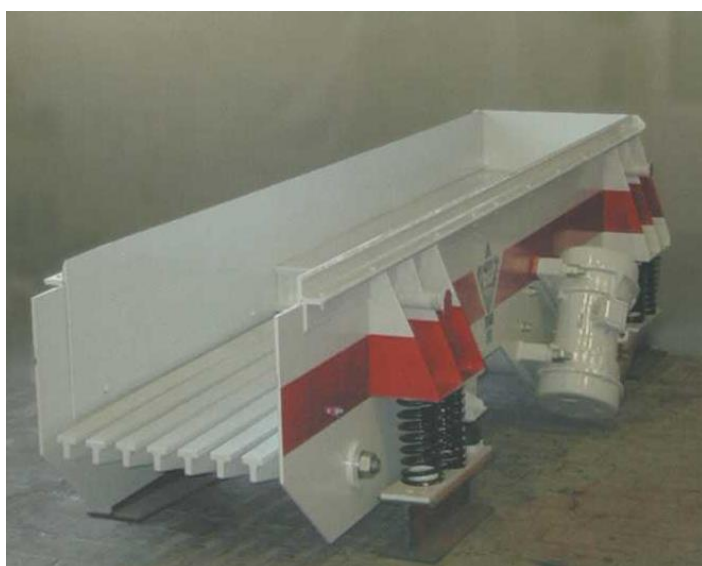


Рис. 4.4. Живильник вібраційний



Рис. 4.5. Схема і загальний вигляд пластинчатого живильника компанії «Metso Minerals» м. Хельсінкі, Фінляндія

Продуктивність живлення залежить від ширини живильника, висоти прошарку матеріалу, швидкості конвеєра, фізико-механічних властивостей, розміру матеріалу й коефіцієнта заповнення:

$$T = 60 \cdot B \cdot D \cdot \gamma_a \cdot V \cdot K_z, \quad (4.50)$$

де T - продуктивність живлення, т/год;

B - ширина бункера, м;

D - висота прошарку матеріалу, що транспортується, м;

γ_a - насипна щільність, т/м³;

V - швидкість конвеєра, м/хв;

K_z - коефіцієнт заповнення, в.о.

Зусилля опору руху конвеєра пластинчатого живильника:

$$Pt = P_1 + P_2 + P_3 + P_4, \quad (4.51)$$

де Pt = сумарне зусилля, Н;

P_1 = зусилля опору через тертя в роликах, Н;

P_2 = зусилля опору через тертя матеріалу по бункеру, Н;

P_3 = зусилля опору через тертя між рухомим і нерухомим матеріалом, Н;

P_4 = зусилля опору через необхідність підйому матеріалу, Н.

Розмірний ряд деяких параметрів пластинчатих живильників наведено у табл. 4.11.

$$\begin{aligned} P_1 &= f \cdot (B \cdot L_2 \cdot L_3 \cdot \gamma_a + B \cdot D \cdot L_3 \cdot \gamma_a + M); \\ P_2 &= F_s \cdot L; \\ P_3 &= B \cdot (L_2 + L_3) \cdot (L_2 - L_1) \cdot \gamma_a \cdot S_f; \\ P_4 &= 1000 \cdot \gamma_a \cdot B \cdot D \cdot H, \end{aligned} \quad (4.52)$$

де $B, D, H, L, L_1, L_2, L_3$ - розміри, згідно розрахунковій схемі, рис. 2.15, м;

f - коефіцієнт тертя для роликів (0,1 для живильників з панелями з марганцевої сталі, 0,14 для інших живильників), в.о;

γ_a - об'ємна щільність матеріалу (т/м³);

M - маса компонентів, що рухаються, т;

F_s - опір через тертя матеріалу з бункером на метр живильника (Н/м), табл. 4.12;

S_f - коефіцієнт зсуву, або поправочний коефіцієнт, що віднесений до типу матеріалу, вологості, максимального розміру кусків, в. о.

Для більш точного визначення необхідної потужності приймають $S_f = 1.0$.

Таблиця 4.11. Розмірний ряд параметрів пластинчатих живильників

Швидкість ланцюга, м/хв	Ширина ланцюга							
	750 мм		1000 мм		1200 мм		1500 мм	
	т/год*	м ³ /год	т/год*	м ³ /год	т/год*	м ³ /год	т/год*	м ³ /год
3	64	40	107	67	150	93	240	150
5	107	67	178	111	248	155	400	250
7	150	93	248	155	350	218	560	350
9	192	120	320	200	448	280	720	
11	235	147	390	244	550	343	880	550

* Завжди мається на увазі матеріал з насипною щільністю 1,6 т/м³

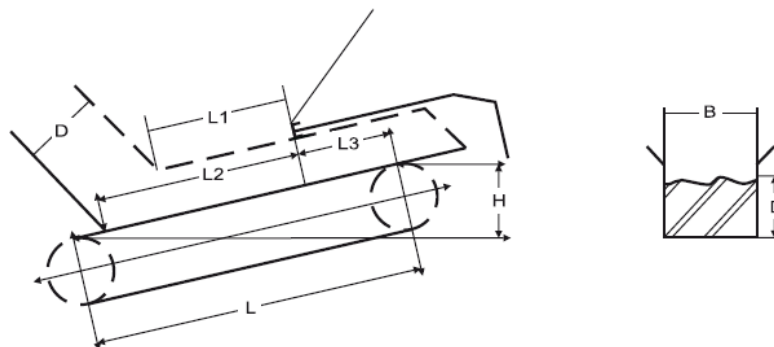


Рис. 4.6. Схема до розрахунку потужності живильника

(ПРИМІТКА: Для великогабаритних валунів матеріалу й відкритих бункерів приймають $L_3 = 0$ і $L_1 = 1/3 L_2'$ де L_2' - довжина відкосу матеріалу в бункері живильника, рис. 4.7.)

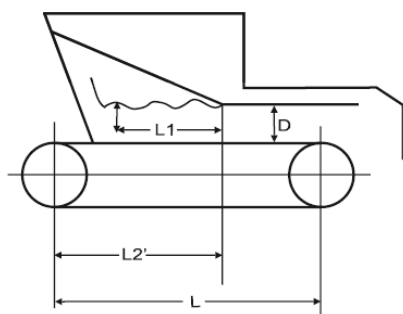


Рис. 4.7. Схема до визначення L_2' - довжини відкосу матеріалу в бункері живильника

Таблиця 4.12. Опір через тертя матеріалу з бункером на метр живильника

D, мм m	$\gamma_a, \text{т/м}^3$			
	0,80	1,20	1,60	2,4
0,30	7,5	12,0	16,5	24,0
0,45	18,0	27,0	35,5	53,5
0,60	32,5	49,0	65,5	98,0
0,75	50,5	76,0	101,0	152,0
0,90	71,0	107,0	143,0	214,0
1,00	98,0	147,0	196,0	294,0
1,20	128,0	192,0	256,0	383,0
1,40	165,0	248,0	330,0	495,0
1,50	198,0	297,0	397,0	595,0
1,80	287,0	431,0	575,0	862,0

Необхідна потужність для подолання даного зусилля розраховується за формулою:

$$N = P_t \cdot V \cdot K_m, \quad (4.53)$$

де N - необхідна потужність, Вт;

V - швидкість конвеєра, м/с;

K_m – коефіцієнт механічних втрат, в.о.

Продуктивність вібраційного живильника:

$$Q = 3600 \cdot \varphi_1 \cdot \varphi_2 \cdot V \cdot L \cdot H, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.54)$$

де φ_1 - коефіцієнт розміру, в.о; ($\varphi_1 = 1$ для піску; $\varphi_1 = 0,8 \dots 0,9$ для дробленого каменю;

φ_2 - коефіцієнт вологості, в.о.; ($\varphi_2 = 1$ для сухого матеріалу; $\varphi_2 = 0,8$ для вологого матеріалу; $\varphi_2 = 0,6$ для глинистих матеріалів);

L - ширина стола, м;

H - висота шару матеріалу на столі, що залежить від способу завантаження і розміру матеріалу. Вона не може бути більшою, ніж: $H \leq 0,5 \cdot L$ для великих кусків; $H \leq 0,3 \cdot L$ для дробленого каміння; $H \leq 0,2 \cdot L$ для піску і дрібного каміння, м;

V – швидкість потоку матеріалу на вібраційній плиті, рис.4.8, в залежності від швидкості обертання (об/хв.) і амплітуди, м/с.

Амплітуду вібраційних живильників можливо регулювати від 3 мм до 7 мм шляхом заміни ексцентрикових вантажів.

ПРИМІТКА: Амплітуда відповідає половині переміщення. Для похилого столу направлена вниз швидкість буде зростати, рисунок 4.8, у наступній пропорції: при $\alpha = 5^\circ$ швидкість слід помножити на 1.3, при $\alpha = 10^\circ$ - на 1.6.

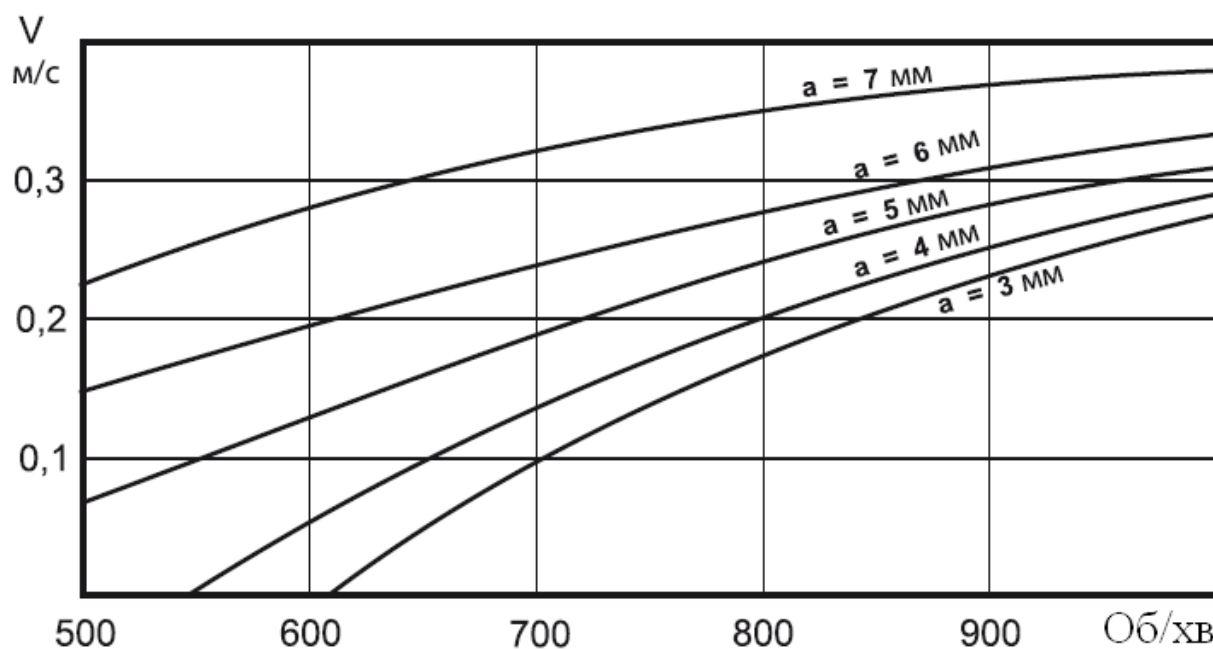


Рис. 4.8. Залежність швидкості потоку матеріалу на вібраційній плиті від швидкості обертання (об/хв.) і амплітуди (мм) вібрацій

Вибір живильника

Для приймання матеріалу, який надходить на ДСЗ з кар'єру, необхідно користуватися ГОСТ 28323-89 «Питатели пластинчатые. Типы, основные параметры и технические требования». У якості критеріїв вибору доцільно прийняти:

- тип та розмір приймального отвору першої дробарки;
- вантажопідйомність автотранспорту;
- насипну масу вхідного продукту;
- продуктивність.

Визначивши кількісні значення обраних критеріїв вибору з вказаного нормативного документу, обрано живильник 2-16-30 ГОСТ 28323-89. Тип 2 – середній, для транспортування матеріалів об'ємною масою насипного вантажу не більше, ніж 1800 кг/м^3 , з крупністю кусків (500 мм) - не більше, ніж 0,3 ширини полотна робочого органу і масою куска не більше 500 кг.

4.10. Стрічкові конвеєри - живильники

Інноваційні рішення стрічкових конвеєрів – живильників притаманні обладнанню фінської корпорації Metso Minerals - фірмі, що досягла значних успіхів в розробці і продажу гірничого обладнання. Корпорація Metso Minerals має найбільшу мережу представництв на теренах СНГ з продажу такого обладнання. Схема і габарити новітніх стрічкових конвеєрів ТВС типу Comrast показані на рис.4.9. Всі розміри наведено в дюймах.

	Розмір	Розміри конвеєрів - живильників ТВС							
		350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
	L mini	1500	2000	2000	2000	2500	2500	3000	3000
	L maxi	6000	14 000	14 000	14 000	10 000	10 000	8000	8000
	P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000
	H	330	375	440	505	590	670	680	740
	A	220	270	270	330	330	380	380	380
	B	210	200	190	260	250	320	300	360
	C	120	120	130	150	170	190	210	230
	D	750	1000	1000	1000	1250	1250	1500	1500
	M	210	310	430	580	740	940	1100	1300

Рис.4.9. Схеми новітніх стрічкових конвеєрів ТВС типу Comrast

Схема і габарити конвеєрів ЕВС показані на рис.4.10.

	Розмір	Розміри конвеєрів-живильників ЕВС							
		350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
	L mini	500	1000	1000	1000	1500	1500	2000	2000
	L maxi	1000	1500	1500	1500	2000	2000	2500	2500
	P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000
	H	330	420	500	600	720	870	980	1140
	A	220	270	270	330	330	350	350	350
	B	130	200	190	180	250	240	300	280
	C	150	200	260	330	400	490	570	670
	M mini	170	250	368	518	650	850	986	1186
	M maxi	210	310	430	580	740	940	1100	1300

Рису. 4.10. Схеми стрічкових конвеєрів – живильників ЕВС типу Comrast

Схеми і габарити стрічкових конвеєрів – живильників ТЕС типу Comrast показані на рис.4.11.

		Розміри конвеєрів-живильників ТЕС							
Розмір		350	500	650	800	1000	1200	1400	1600
	L mini	1500	2000	2000	2000	2500	2500	3000	3000
	L maxi	2500	3000	3000	3000	3500	3500	4000	4000
	P	520	700	870	1030	1270	1530	1780	2000
	H	330	375	440	505	590	670	680	740
	A	220	270	270	330	330	350	350	380
	B	210	200	190	260	250	320	300	360
	C	120	120	130	150	170	190	210	230
	M	210	310	430	580	740	940	1100	1300

Рисунок 4.11 Схеми новітніх стрічкових конвеєрів – живильників ТЕС типу Compact

Вибір ширини стрічки конвеєрів – живильників

Вибір ширини стрічки за швидкістю руху і продуктивністю проводять використовуючи дані, що наведені у табл. 4.13.

Таблиця 4.13 Дані для вибору ширини стрічки стрічкових конвеєрів – живильників

Ширина стрічки, мм	Продуктивність, т/год, при швидкості стрічки $V_c = 1,4$ м/с, та розмірі фракцій матеріалу, мм	Продуктивність, т/год, $V_c = 1,4$ м/с $d/D > 80$ мм	Продуктивність, т/год $V_c = 1,8$ м/с $d/D = 0/80$ мм	Продуктивність, т/год $V_c = 2,2$ м/с $d/D = 0/50$ мм
1	2	3	4	5
500	100 (0...100) мм	115	150	180
650	150 (1...150) мм	200	260	300
800	350 (1...200) мм	460	600	700
1000	600 (1...250) мм	700	900	1050
1200	850 (1...300) мм	1000	1000	1500

Очищення стрічки конвеєрів

Очищення стрічки Trelex T скребком з лезом HMS з карбіду вольфраму, який встановлений під стрічкою, показано на рис. 4.12. Область застосування - дрібний матеріал, сухий та неабразивний.

Схему очищення конвеєрної стрічки скребком Trelex T з поліуретановими лезами показано на рис. 4.13. Галузь застосування - абразивний та/або вологий та/або схильний до забивання і злипання матеріал.

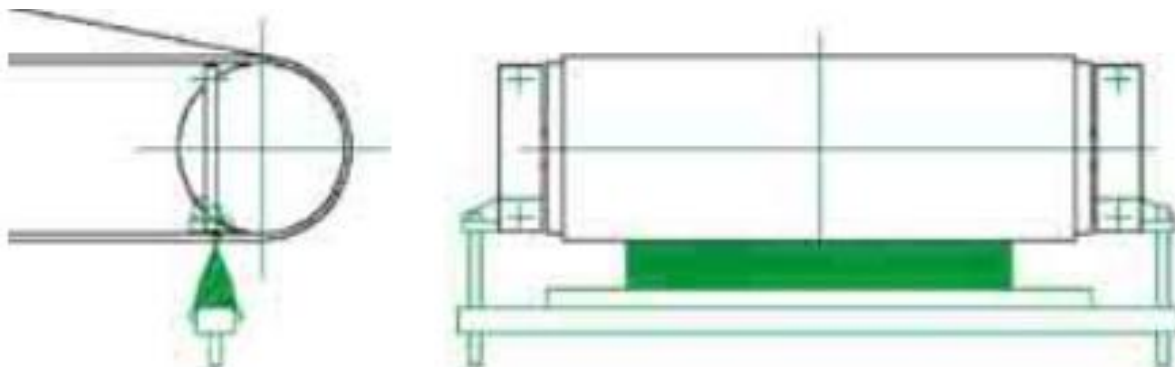
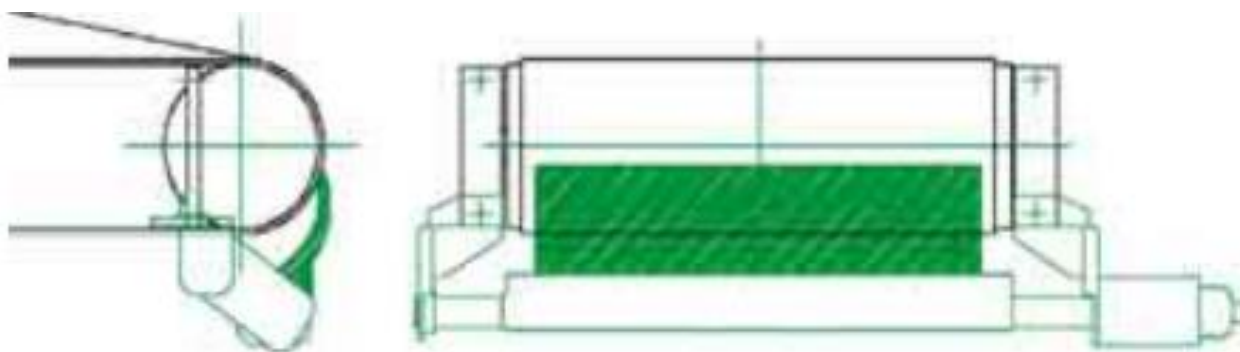


Рис. 4.12 Очищення стрічки Trelex T скребком з лезом HMS з карбїду вольфраму



Рису. 4.13. Схема очищення конвеєрної стрічки скребком Trelex T з поліуретановими лезами

Якщо матеріал має гострі кути, то використовують таку ж схему очищення стрічки конвеєра, як показано на рис.6.4., але замінюють скрібок з поліуретану скрібок з лезом HMS з карбїд вольфраму.

Для роботи в особливих умовах на вимогу замовника встановлюється скрібок Belle Banne URTM, встановлений під стрічкою з лезом з HMS з карбїду вольфраму, рис.4.14.

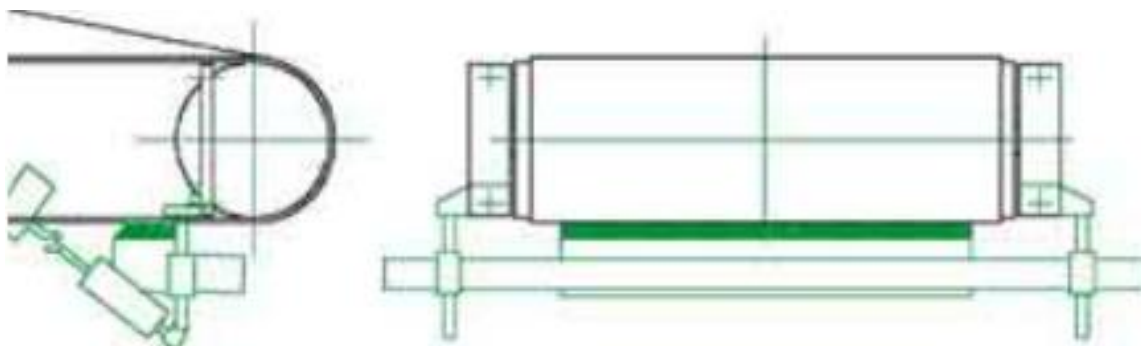


Рис. 4.14. Скрїбок Belle Banne URTM, встановлений під стрічкою з лезом з HMS з карбїду вольфраму для особливих умов роботи

Для вибору ширини стрічки при довжині прольоту 10 м. корпорація Metso Minerals пропонує користуватися табл.4.14.

Таблиця 4.14. Параметри до вибору ширини стрічки конвеєра

Ширина стрічки, мм	Довжина секції конвеєра, м	Максимальна продуктивність, т/год	Максимальний розмір куска, мм, при 50 % розміру куска що проходить	Максимальний кут нахилу, градус	Кут жолобу градус	Потужність секції, кВт	Швидкість стрічки, м/с
1	2	3	4	5	6	7	
350	1,5=>6,0	40	63	20,0	15	від 3 до 22	1,6
500	2,0=>20	100	100	19,0	25		
650	2,0=>20	200	125	18,0	25		
800	2,0=>20	320	160	17,0	25		
1000	2,5=>20	500	200	16,5	25		
1200	2,5=>20	700	250	16,0	25		
1400	3,0=>8,0	750	300	15,5	25		
1600	3,0=>8,0	1000	350	15,0	25		

4.11. Особливості вибору технологічних схем дробарно - сортувальних заводів

Завантаження дробарок на різних стадіях дроблення. Живлення в процесі дроблення міняється досить часто. Це важливий чинник, який треба брати до уваги при проектуванні процесу дроблення. На стадії первинного дроблення живлення дробарки міняється від дрібних фракції до дуже великих фракцій навіть на тому самому кар'єрі. Таким чином, продуктивність первинної стадії нестабільна в часі. Для успішного й безперервного дроблення важливо, щоб наступні дробарки мали максимальне заповнення увесь час роботи. Це можливо, якщо зовнішній вплив, викликаний різними розмірами кусків у живленні, буде керованим.

На практиці рівномірність живлення кінцевої дробарки забезпечується за рахунок штабелів, грохотів, силосів, буферів і автоматизації процесу, що дає можливість отримати продукт однорідної якості.

Як основне правило, ланцюжок дроблення повинен бути розрахований так, щоб дробарка останньої стадії дроблення була постійно завантажена на 100 %. Цього можна досягти, якщо дробарка другої стадії завантажена на 80 %, і дробарка першої стадії - на 70 %. Це дає деякий запас продуктивності на перших стадіях дроблення для подолання збоїв живлення, викликаних змінами в живленні.

Вплив гранулометричного складу живлення. Дуже важливо вибрати правильний розмір завантажувального отвору дробарки залежно від розміру кусків у живленні на кожній стадії. Це гарантує безперервне й економічне дроблення, оскільки:

- зменшуються затримки живлення через засмічення живильного отвору;
- поліпшується використання футеровки в порівнянні із дробарками стискання;
- термін служби роторів вібраційних дробарок ударної дії більш тривалий.

Гранулометричний склад живлення дробарки впливає на її працездатність, гранулометричний склад й форму кінцевого продукту.

Приклади технологічних схем дроблення. Основи проектування ДСЗ прокоментовані на прикладах найпоширеніших на сьогодні типових технологічних. Наведені схеми є типовими і повинні корегуватися в залежності від конкретних виробничих умов. Вибір дробарок також визначається конкретними умовами використання.

Приклад 1. Тристадійна схема дроблення. Мета - максимізація продуктивності. Головна фракція готової продукції 10...20 мм. Продуктивність 350 т/год., рис. 4.15.

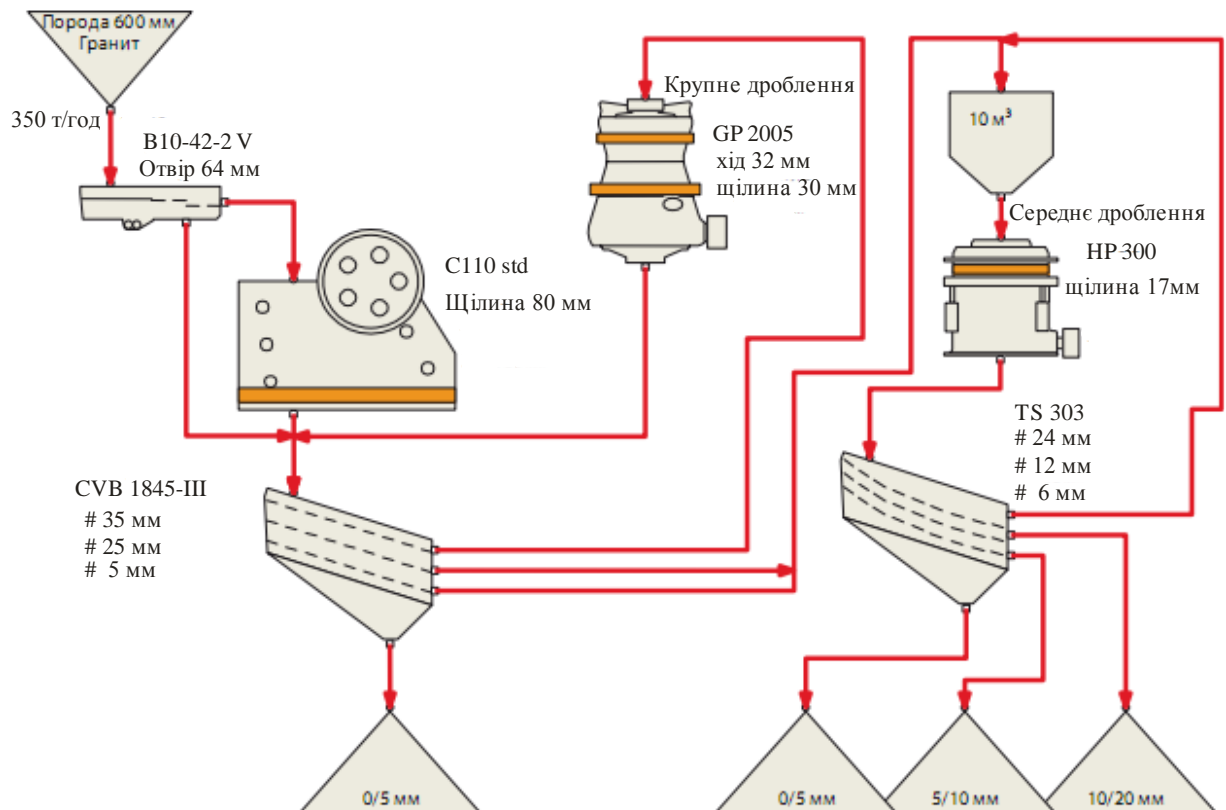


Рис. 4.15. Технологічна схема ДСЗ продуктивністю 350 т/год.

Приклад 2. Тристадійна технологічна схема. Мета - максимальна якість готової продукції. Продуктивність 200 т/год, рис. 4.16.

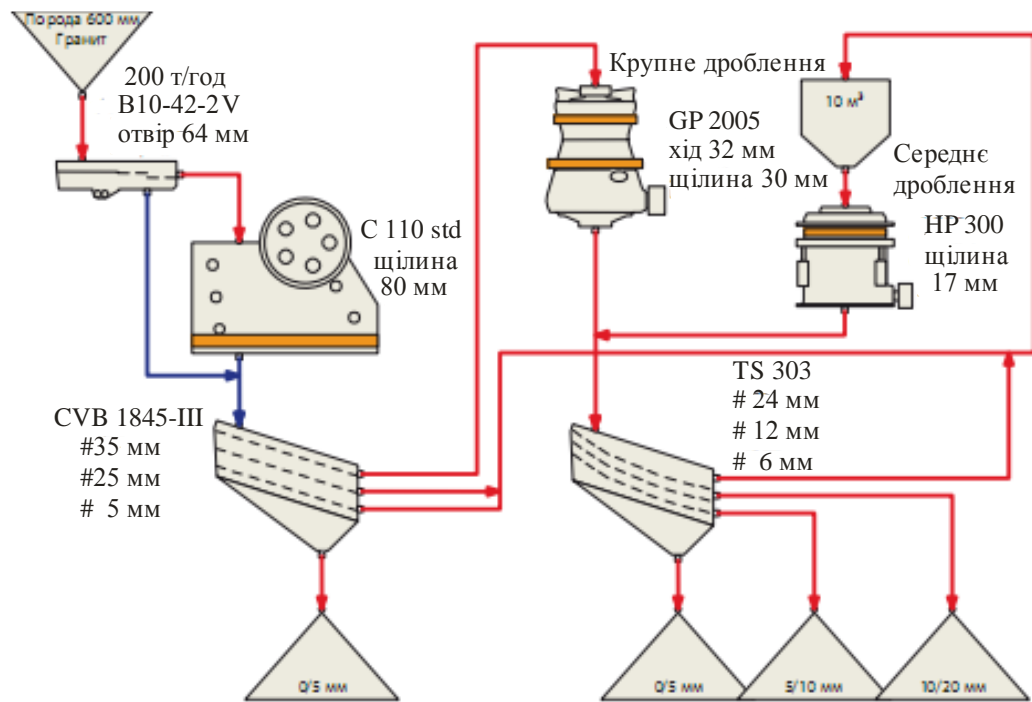


Рис. 4.16. Тристадійна технологічна схема для отримання максимальної якості готової продукції продуктивністю 200 т/год.

Приклад 3. Тристадійна схема ДСЗ зі змішуванням продукту другої і третьої стадії. Продуктивність 300 т/год, рис. 4.17.

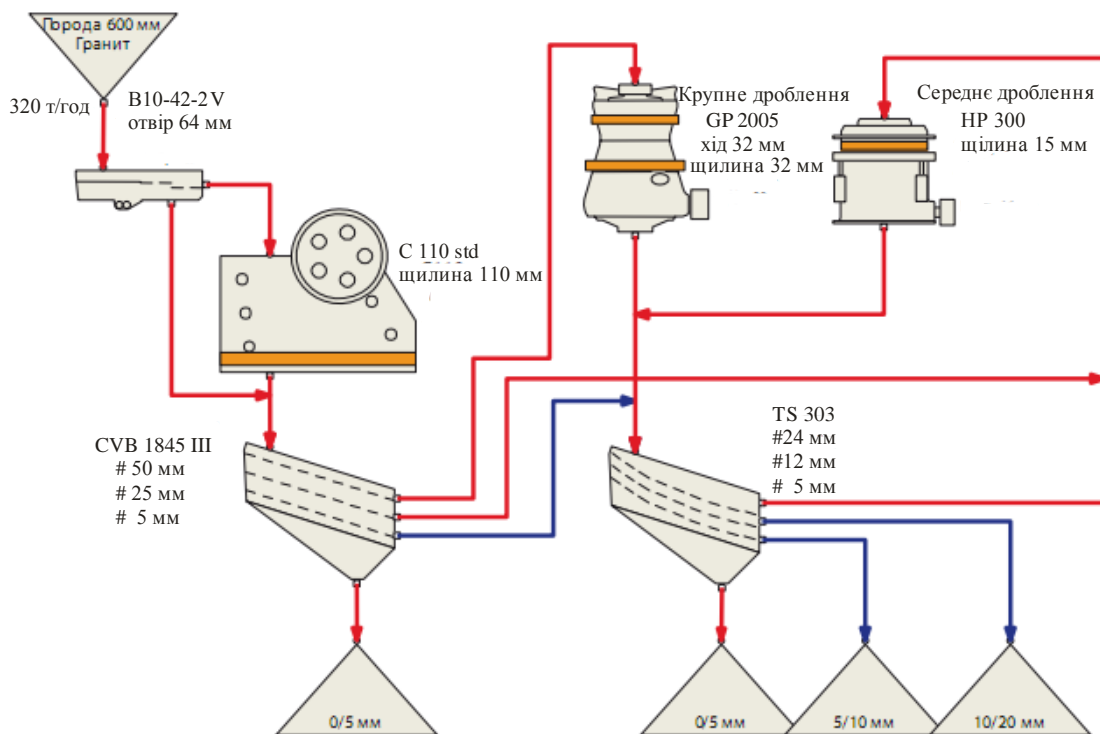


Рис. 4.17. Тристадійна схема ДСЗ зі змішуванням продукту другої і третьої стадії. Продуктивність 300 т/год.

Приклад 4. Технологічна схема виробництва заповнювача для бетону, продуктивністю 300 т/год., рис. 4.18.

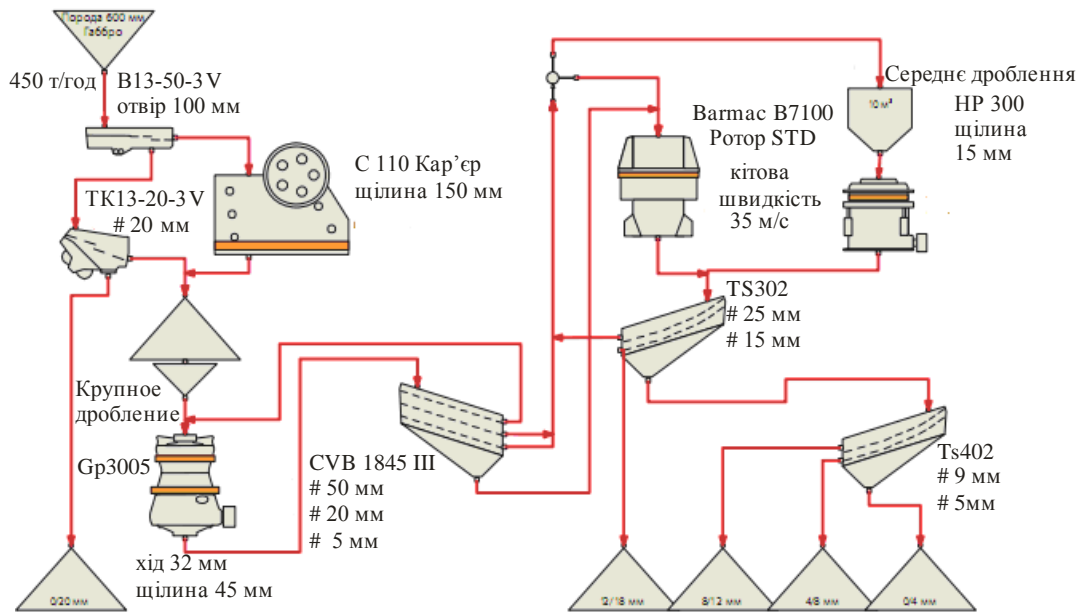


Рис. 4.18. Технологічна схема виробництва заповнювача для бетону продуктивністю 300 т/год.

Дробарка другої стадії працює у замкнутому контурі з грохотом, що дозволяє калібрувати живлення третьої дробарки до необхідного максимального розміру.

Силос обсягом 10 м³ забезпечує живлення під завалом для конусної дробарки третьої стадії дроблення.

Проміжний штабель під першою дробаркою забезпечує поточний режим роботи, тобто не потрібно зупиняти роботу другої і третьої дробарок при аварійній зупинці першої дробарки.

Приклад 5. Виробництво заповнювачів загального призначення з вапняків продуктивністю 400 т/год., рис. 4.19.

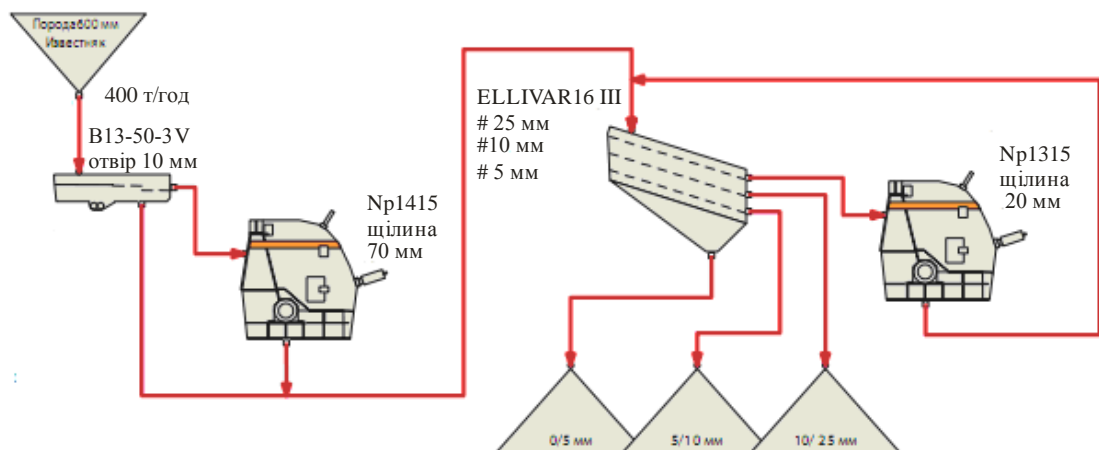


Рис. 4.19. Виробництво заповнювачів загального призначення з вапняків продуктивністю 400 т/год

Мобільні установки дроблення й грохочення. Мобільне дробарне устаткування може не тільки замінити стаціонарні системи, але й усунути необхідність у самоскидах і знизити потреби в робочій силі. Мобільні дробарні установки працюють у кар'єрах протягом останніх 20 років. Первинні стаціонарні дробарки розміщують на одному місці, часто віддалік від вибою кар'єру або шахти й живляться рудою/породою, що транспортується самоскидами. Однією з проблем при такому підході є вартість транспортування, що може становити більше половини всіх витрат (буріння, руйнування вибухом, навантаження, дроблення тощо). Мобільне дробарне устаткування дозволяє вирішити цю проблему. Головною перевагою мобільної первинної дробарної установки є те, що вона максимально збільшує продуктивність і знижує експлуатаційні витрати, одночасно підвищуючи безпеку і знижуючи вплив на навколишнє середовище.

Основними вузлами мобільної дробарної установки, рис. 4.14, є ті ж, що й у стаціонарної (щоква або ударна дробарка, силовий агрегат, вібраційний колосниковий живильник, що заповнює бункер тощо), але з додатковими перевагами, забезпечуваними повною мобільністю - наприклад, можливістю встановлювати її на ухилі до 1:10. Технологія отримання заповнювачів за допомогою мобільних дробарок продуктивністю 200 т/год, наведено на рис.4.20.

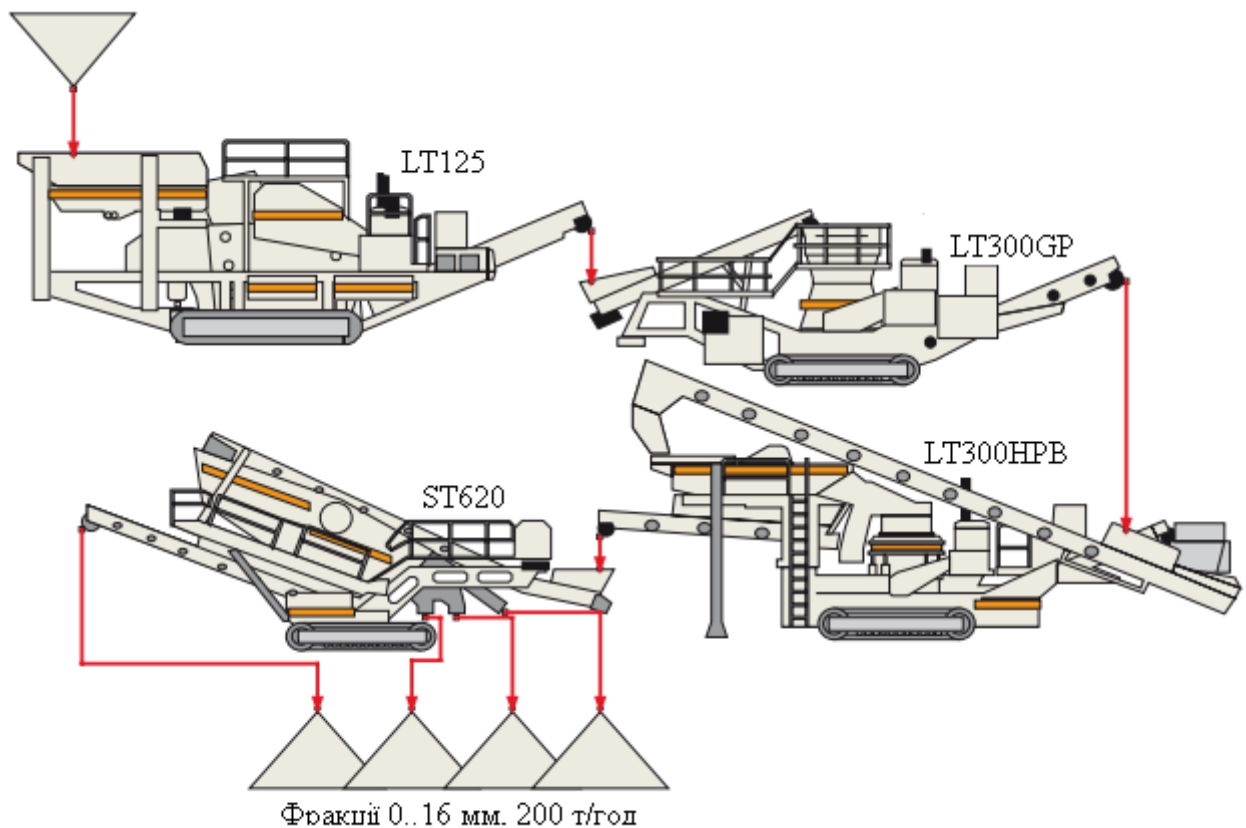


Рис. 4.20. Технологія отримання заповнювачів за допомогою мобільних дробарок продуктивністю 200 т/год.

Мобільні дробарні установки «Lokotrack» від «Metso Minerals» можуть включати дві, три й навіть чотири стадії дроблення й просіювання. Технологія SmartScreen™ забезпечує оптимальні й стабільні результати просіювання. «Metso Minerals» є першим виробником, що впровадив революційну технологію SmartScreen™ на останнім поколінні мобільних грохотів (Lokotrack ST171, ST348, ST352 і ST358). За допомогою інтелектуального контролера система SmartScreen™ автоматично контролює й управляє установкою для досягнення оптимальних і стабільних результатів просіювання. Технологія SmartScreen™ також дозволяє зв'язати воедино мобільні установки дроблення й просіювання за допомогою інтелектуальної системи керування. Неперевершеною особливістю дробарних установок на шасі є можливість установки в безпосередній близькості від робочого вибою; потім її можливо перемістити наприклад, на час підривних робіт своїм ходом за 20 хвилин.

Використання самоскидів може виявитися досить не ефективним, особливо беручи до уваги той факт, що самі великі машини витрачають до 60 % енергії для переміщення власної ваги, залишаючи лише 40 % на переміщення вантажу. Якщо також урахувати, що, по визначенню, самоскид рухається порожнім половину робочого часу, неефективність використання автотранспорту стає очевидною.

Конвеєри є більш економічними, ніж автотранспорт (при 80 % ефективності), і не існує обмежень по їхній довжині (довжина більше 30 км не є виключенням на відкритих розробках). В основному вони працюють на більш коротких дистанціях (конвеєрну систему «Lokolink Belt Conveying System» будують з 42-метрових секцій), ніж стаціонарні конвеєри й містять на багато меншу кількість деталей, а отже, потребують менше запчастин, ніж кар'єрні самоскиди.

Головною же перевагою є їхня здатність до швидкого переміщення за рахунок конвеєра «Lokolink», що зв'язує головний конвеєр із дробильною установкою «Lokotrack», яка у свою чергу рухається. Така здатність до швидкого переміщення знижує час простоїв під час підривних робіт і переміщення вибою в кар'єрі, що забезпечує економію понад 30 %.

Економія в порівнянні з використанням автотранспорту ще більша, оскільки для живлення дробарки можуть використовуватися екскаватори або колісні навантажувачі менших розмірів (більш придатні для завантаження дробарки, ніж самоскиди); витрати на зарплатню також знижуються, оскільки усувається штат водіїв самоскидів. З погляду робочої сили, один оператор екскаватора або колісного навантажувача може управляти всією операцією дроблення.

Також значно знижується витрата палива й необхідність у будівництві й обслуговуванні відкаточних автодоріг, що є додатковою й постійною статтею витрат при тому ж терміні служби, що й для стаціонарних систем (перші

установки LT160 проробили більше 65 тис. годин протягом більш ніж 10 років).

Використання мобільних систем має також значні переваги в плані захисту навколишнього середовища: знижується шумове забруднення, вібрація й шкідливі виділення завдяки відсутності автотранспорту, при цьому заощаджується паливо. Безпека також підвищується, оскільки відсутність дорожнього руху дозволяє уникнути численних інцидентів.

Мобільні системи не можуть повністю замінити стаціонарні установки. На кар'єрах високої продуктивності (> 500 тис.т/рік) і постійного невеликого радіуса стаціонарні установки себе виправдують. Але при невеликих обсягах мобільні агрегати мають перевагу, оскільки можуть переміщуватися з місця на місце й створювати штабелі складування.

На шахтах перевага первинної дробарки, використовуваної для живлення відкаточної конвеєрної системи, також стає визнаним технологічним рішенням. Коли дана практика стане загальновизнаною, промисловість перейде до використання мобільних установок для другої й третьої стадій дроблення. Великобританія вже перебуває на третьому щаблі розвитку, у той час як США швидко рухаються вперед після трохи запізненого старту. По усьому світі компанія «Metso Minerals» продала більше 3000 дробарних установок на шасі з моменту їхньої появи в середині 1980-х років. Застосування системи «Lokotrack» / «Lokolink» /польовий конвеєр на кар'єрі у Великобританії для клієнта фірми «Tarmac» - принесло економію понад 50 % у порівнянні з колишньою схемою висадження й відкочування автотранспортом.

Оптимізація технологічних схем переробки. На сучасному дробарно - сортувальному заводі зазвичай використовують 3-стадійне дроблення, для отримання максимальної кількості продукту фракції 0...16 мм без особливих вимог до якості. При цьому може бути використаний процес, показаний на рис.4.21. Продуктивність виробництва продукту 0...16 мм може мінятися від 210 т/годину до 320 т/годину залежно від робочих параметрів дробарок і грохотів, включених у процес. Найнижча продуктивність виходить при великій ширині розвантажувальної щілини дробарок, оскільки це дає великий обсяг рециркуляції на третій стадії.

Найбільша продуктивність досягається шляхом зменшення ширини вихідної щілини дробарок, оскільки рециркуляція зменшується, просіювання оптимізується, а ширина щілини відповідає максимальному виходу фракції 0...16 мм.

У бункер надходить граніт щільністю $2,7 \text{ кг/м}^3$, якій потім падає на грохот - живильник B13-44-2V з отворами 100мм, де розділяється на верхній продукт розміром більше, ніж 100мм, продуктивністю 163 т/год і нижній – розміром менше, ніж 100мм і продуктивністю до 141 т/год. Завантаження грохота-живильника B13-44-2V складає 47 %. Верхній продукт надходить на дробарку C 110, яку встановлено на першій стадії. Завантаження дробарки C 110 досягає 60 %. Розмір вихідної щілини дробарки складає 100мм і

відповідає розміру отвору першого грохоту-живильника. Витрати енергії на першій стадії дроблення $E_1 = 0,58 \cdot (130 - 30) + 30 = 88$ кВт. Виходи верхнього продукту після першої дробарки і нижнього продукту з першого грохота-живильника об'єднуються і надходять на двохситовий грохот CVB 1845-2P. Отвори верхнього сита мають розмір 80 мм і матеріал проходить крізь верхнє сито з ефективністю 88 % . Отвори нижнього сита – 20 мм, а ефективність – 95 %.

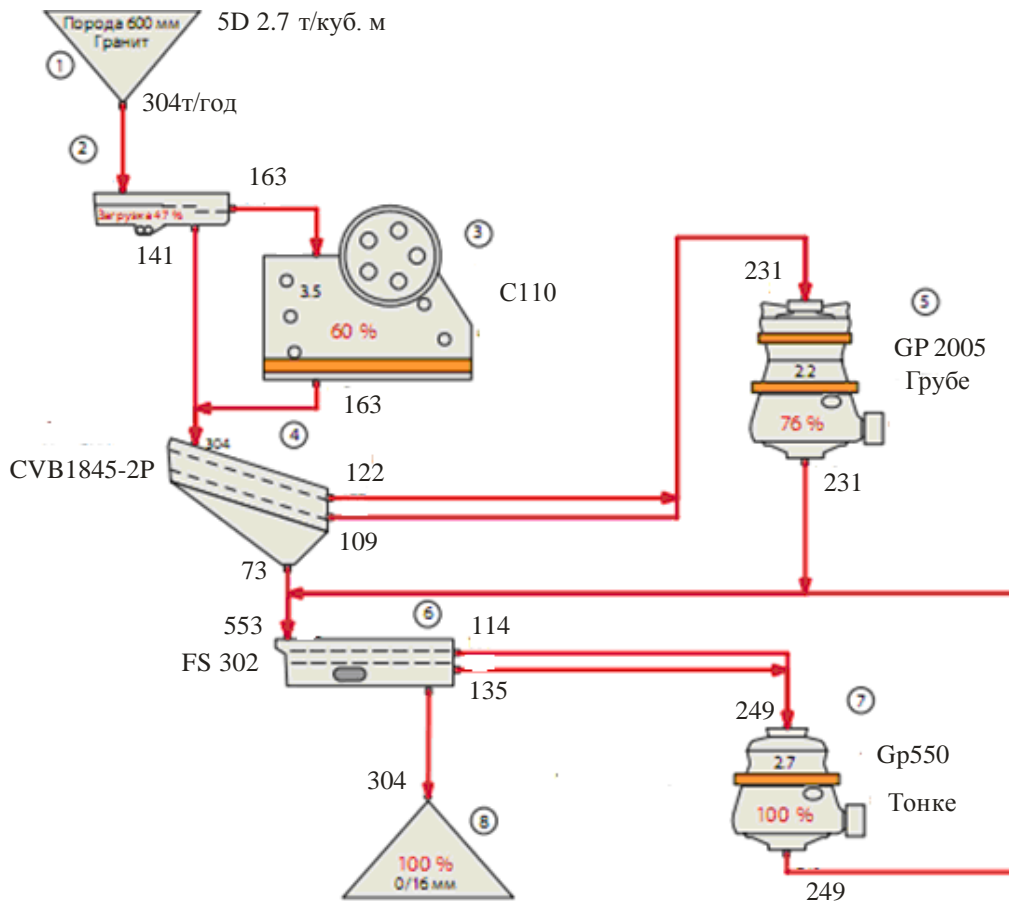


Рис. 4.21. Тристадійна схема ДСЗ з можливістю зміни продуктивності від 210 т/години до 320 т/години залежно від робочих параметрів дробарок і грохотів.

Надрешітні продукти другого грохоту об'єднуються і надходять на конусну інерційну дробарку GP 2005 для грубого дроблення. Завантаження дробарки GP 2005 досягає 76 %. Ширина вихідного отвору другої дробарки – 43 мм при інерційному ході 25 мм. Витрати енергії на другій стадії дроблення $E_2 = 0,74 \cdot (90 - 20) + 20 = 71,8$ кВт.

Підрешітний продукт другого грохоту об'єднується з виходом конусної дробарки другої стадії і виходом дробарки третьої стадії надходить на грохот FS 302 третьої стадії. Цей грохот також є двохситовим. Отвори верхнього сита – 35 мм забезпечують проходження матеріалу з ефективністю 96 %. Нижнє сито має розмір отворів 18 мм і забезпечує ефективність проходження матеріалу 90 %. Підрешітний продукт третього грохота, розміром 0...16 мм

надходить на конусний склад готової продукції. Підрешітний продукт верхнього сита і надрешітний продукт нижнього сита об'єднуються і надходять на конусну інерційну дробарку GP 550. Хід конуса - 32 мм, розмір вихідного отвору 15 мм, завантаження 249 т/год, що наближається до 100 %. На третій стадії дроблення організовано замкнутий цикл на дробарці GP 550. Організація замкнутого циклу забезпечує покращення якості готової продукції.

За економічними показниками при зміні продуктивності, як видно з табл.4.15, варіант 1 найгірший, а варіант 5 - найкращий. Таким чином, за допомогою «інвестицій» у розмірі 9 % можна домогтися збільшення прибутку від продажів продукту до 53 %, тобто оптимізація окупається.

Таблиця 4.15. Економічні показники варіантів технологічної схеми ДСЗ

	Показники	Варіант 1	Варіант 2	Варіант 3	Варіант 4	Варіант 5
П Р И Б У Т О К	Продуктивність за фракцією 0...16 мм, т/год	210	302	307	313	321
	Ціна продажу заповнювача, євро/т	3	3	3	3	3
	Річна продуктивність, т/рік	33600	483200	491200	500800	513600
	Річний обсяг продажу, млн. євро/рік	1,008	1,4496	1,4736	1,5024	1,5408
	Різниця по відношенню до Варіанту 1	0	44 %	46 %	49 %	53 %
В И Т Р А Т И	Падіння ринкової вартості та інтерес.	240000	240000	240000	240000	240000
	Загальна потужність дробарок.	279	362	382	378	389
	Річне споживання енергії, кВт*год	446400	579200	611200	604800	622400
	Річні витрати на електроенергію, 0,15 євро за кВт*год	66960	86880	91680	90720	93360
	Річні витрати на запчастини, євро.	56246	72979	77011	76205	78422
	Інші	91200	91200	91200	91200	91200
	Загальні віднесені річні витрати (буріння і навантаження не враховані).	454406	491059	499891	498125	502982
	Різниця по відношенню до Варіанту 1	0	8 %	10 %	10 %	11 %

4.12. Хвостосховища та склади готової продукції

Місткість складів готової продукції визначається виходячи із продуктивності ДСЗ і допустимої перерви постачання рухомого складу під завантаження за методикою [12]. Оскільки ДСЗ з цілорічним розпорядком праці, то об'єм складів визначається залежно від розпорядку відвантаження річної продукції.

Для фракції (20..40) мм об'єм складу $V_{ск}$:

$$V_{ск} = Q^{(20..40)} \cdot (365 - N) / 365 = 102553,04 \cdot (365 - 358) / 365 = 1967,23 \text{ м}^3, \quad (4.55)$$

де $Q^{(20..40)} = 102557,04$ – річна продуктивність заводу по фракції (20...40) мм, $\text{м}^3/\text{рік}$;

$N = 358$ – тривалість сезону відвантаження, днів.

Для фракції (10..20) мм об'єм складу $V_{ск}$:

$$V_{ск} = Q^{(10..20)} \cdot (365 - N) / 365 = 67235,28 \cdot (365 - 358) / 365 = 1344,7 \text{ м}^3, \quad (4.56)$$

де $Q^{(10..20)} = 67235,28$ – річна продуктивність заводу по фракції (10...20) мм, $\text{м}^3/\text{рік}$.

Для фракції (5...10) мм об'єм складу $V_{ск}$:

$$V_{ск} = Q^{(5..10)} \cdot (365 - N) / 365 = 19102,72 \cdot (365 - 358) / 365 = 382,14 \text{ м}^3, \quad (4.57)$$

де $Q^{(5..10)} = 19102,72$ – річна продуктивність заводу по фракції (5...10) мм, $\text{м}^3/\text{рік}$.

Для фракції (0,14...5) мм об'єм складу $V_{ск}$:

$$V_{ск} = Q^{(0,14..5)} \cdot (365 - N) / 365 = 8055,84 \cdot (365 - 358) / 365 = 161,12 \text{ м}^3, \quad (4.58)$$

де $Q^{(0,14..5)} = 8055,84$ – річна продуктивність заводу по фракції (0,14...5) мм, $\text{м}^3/\text{рік}$.

Склад штабельно-естакадний, розташований вздовж залізничних шляхів. Постачання продукції на склад – конвеєрами з пересувною скидальною тачкою. Відвантаження – екскаваторне. Для збереження якості готової продукції на складах передбачаються розділювальні сітки.

Контрольні питання

1. Види продукції дробарно - сортувальних заводів.
2. Частковий і загальний ступінь подрібнення.
3. Умова вибору необхідної і достатньої кількості стадій подрібнення ДСЗ.

4. У скільки разів змінюється термін служби доріг, побудованих на кубовидній щебінці у порівнянні з покриттям на щебені голчатої і пластинчастої форми ?
5. Які дробарки забезпечують зниження вмісту лещадних зерен у дробленому щебені до вимог стандартів ?
6. Чим відрізняються штабельний естакадно-траншейний склад від штабельно-кільцевого складу?
7. Основні вимоги до щебеню вищого ґатунку.
8. Яким документом нормовано метод визначення вмісту пластинчастих зерен у щебінці ?
9. Вкажіть мінімальну і максимальну ширину стрічки конвеєрів – живильників.
10. За якими основними показниками вибирають ширину стрічки конвеєрів-живильників?
11. Вкажіть особливості очищення стрічки конвеєрного транспорту.
12. З яких матеріалів виготовляються леза для очищення конвеєрної стрічки?
13. Назвіть місця встановлення лез для очищення конвеєрної стрічки.

Література

1. Агрикола Георгий. О горном деле и металлургии. – М., Недра, 1986.
2. Європейська мережа бази даних патентів //www.espacenet.com.
3. Терентьев О.М., Кравець В.Г. Техніка та технологія переробки будівельних гірських порід [Текст]: навч. посіб. – К.: НТУУ «КПІ», 2013. – 220 с.
4. Білецький В. С., Смірнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин [Текст].- Донецьк: Східний видавничий дім, 2009. – 272 с.
5. Потураев В.Н., Франчук, В.П., Надутый В.П. Вибрационная техника и технологии в энергоемких производствах: Монография. [Текст]. – Днепропетровск, 2002. – 190 с.
6. Повідайло В.О. Вібраційні процеси та обладнання: Навч. посібник. [Текст]. – Львів: Вид-во Нац. ун-ту “Львівська політехніка”, 2004–97 с.
7. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. Навч. посібник для ВНЗ. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – 296 с.
8. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ.- М.: изд. Моск.гос. горного университета, 2003.-473с.
9. Бердус В. В. Сравнительная оценка методов определения содержания лещадных зерен в щебне и гравии. – Строит, материалы. 2001. № 1.С. 18.
10. Черкасский В.А., Шуляков А.Д. Опыт производства высококачественного щебня с помощью дробилок вибрационного типа. – Строительные материалы, 2001. №5. С. 43.
11. Вайсберг Л.А., Шуляков А.Д. Технологии производства высококачественного щебня.– Дорожная техника № 4, 2005 – с 13-17.
12. Білецький В. С., Смірнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин [Текст]. - Донецьк. ДНТУ, 2000. – 156 с.
13. Терентьев О.М. Техніка і технологія переробки будівельних гірських порід. Методичні вказівки до вивчення курсу для студентів гірничих спеціальностей усіх видів форм навчання. – К.: ІОЦ Видавництво „Політехніка”, 2002. – 88 с.
14. Терентьев О.М. Основи переробки та збагачення корисних копалин. Методичні вказівки до вивчення курсу для студентів спеціальності «Розробка родовищ корисних копалин». – К.: ІОЦ „Видавництво «Політехніка», 2003. – 112 с.
15. Крупко В.Г. Методичні вказівки до практичних і самостійних робіт з дисципліни «Машини для виробництва будівельних матеріалів».- Краматорськ: ДДМА, 2003. - Ч. 2. – 28 с.
16. Сажин Ю.Г. Расчеты рудоподготовки обогатительных фабрик. Учебник.- Алматы: КазНТУ, 2000.-179с.
17. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окискування сировини. - Кривий Ріг, 2000. – 368 с.
18. Гірничий енциклопедичний словник: 1 та 2 тт./ За ред. В.С.Білецького – Донецьк: Східний видавничий дім, - 2001-2002. – 1146 с.
19. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы. – Москва, 2002. 509 с.

20. Самилін В.М., Білецький В.С. Спеціальні методи збагачення корисних копалин (курс лекцій). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.
21. ДСТУ 3182-95 Грохоти вібраційні з інерційними віброзбудниками. Загальні технічні умови. [Текст]. – Замість ГОСТ 23788-79; введ. 01.06.1996г. – К.: Держстандарт України. – с. 39.
22. ГОСТ 7392-85. Щебень из природного камня для балластного слоя железнодорожного пути. Технические условия. [Текст] Введения установлен с 01.01.86. Взамен ГОСТ 7392-78
23. ГОСТ 8267-97. Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия[Текст]
24. ГОСТ 8735-88 (СТ СЭВ 5446-85). Песок для строительных работ. Методы испытаний. [Текст] Дата введения 01.07.89 Взамен ГОСТ 8735—75 и ГОСТ 25589—83
25. ДСТУ БВ.2.7-17-95 Будівельні матеріали. Гравій, щебінь і пісок. Штучні пристрої. Технічні умови. затверджена наказом Держбуду України від 18 липня 2001 року № 145 і введена в дію з 1 серпня 2001 року. На зміну СТ СЭВ 382-76, СТ СЭВ 2437-80.
26. ДСТУ БВ.2.7-34-95 Щебінь із уміщуючих гірських порід та відходів сухого магнітного збагачення залізистих кварцитів гірничо-збагачувальних комбінатів і рудників України. Технічні умови.-На заміну РСТ УСССР 5030-89, ГОСТ 23254-78.
27. ДСТУ 10823-91 Щебінь чорний холодний. Технічні умови. - На заміну РСТ УСССР 10823-78.
28. ГОСТ 3344-83. Щебень и песок шлаковые для дорожного строительства. Технические условия. [Текст] Срок введения установлен с 1 января 1985 г. Взамен ГОСТ 3344-73 и ГОСТ 23756-79.
29. ГОСТ 14916-82 «Дробилки. Термины и определения. Технические условия». [Текст] Срок введения установлен с 01.01.84г. Взамен ГОСТ 18600—73, ГОСТ 14916-69
30. ГОСТ 27412-93. Дробилки щековые. Технические условия. [Текст]. – Взамен ГОСТ 7.084-80; введ. 1994–07–01. – М.: Государственное издательство СССР по стандартам, 1993. – 16 с. – (Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу).
31. ГОСТ 6937-91 Дробилки конусные. Технические условия. [Текст]. – Взамен ГОСТ 5.1500-72, ГОСТ 6937-91; введ. 1992–01–01. – М.: Государственное издательство СССР по стандартам, 1991. – 24 с. – (Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу).
32. . ДСТУ Б В.2.7-76-98 «Будівельні матеріали. Пісок для будівельних робіт з відсіву подрібнення скельних гірських порід гірничо-збагачувальних комбінатів України», дійсний.